

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINERA,
METALURGICA Y GEOGRÁFICA.**

E.A.P. DE INGENIERÍA DE MINAS

**“Optimización de la fragmentación en las rocas con la
aplicación de la doble iniciación electrónica en la
explotación de cobre porfirítico a cielo abierto”**

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas

AUTOR

Hinostroza Sierra, Jaime Roosevelt

Lima – Perú

2014

DEDICATORIA

Gracias a esas personas importantes en mi vida, que siempre estuvieron listas para brindarme toda su ayuda, ahora me toca regresar un poco de todo lo inmenso que me han brindado. Con todo mi cariño esta tesis se las dedico a toda mi familia.

AGRADECIMIENTO

Mi eterno agradecimiento a la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, a la Facultad de Ing. Geológ. Min. Metalur. Geográf. En especial a los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, quienes me han transmitido, sus conocimiento tanto teórico - práctico y por darme sabias enseñanzas, en mi formación integral como profesional de la Industria extractiva de minerales.

Así mismo, agradezco a todas aquellas personas dedicadas a la minería, quienes con su conocimiento y experiencia, llevan adelante la marcha de la actividad minera, tan polémica para muchos, pero reporta grandes aportes económicos al país entero para su desarrollo, preservando el medio ambiente y apoyando a las comunidades aledañas de una manera sostenible.

INTRODUCCION

El presente trabajo de tesis titulado, “optimización de la fragmentación en las rocas con la aplicación de la doble iniciación electrónica en la explotación de cobre porfirítico a cielo abierto”; tiene la finalidad de lograr conseguir mejorar la fragmentación de la roca en voladura y demostrar que utilizando un iniciador más con la adecuada ubicación dentro del taladro en una sola carga continua se pueda lograr esto.

Estudios realizados en todas las minas del mundo la perforación y la voladura tienen una influencia del 70% en toda la operación minero-metalúrgica; es decir que tan importante es la investigación y el alcance de optimizar la fragmentación; es por eso que para cumplir nuestro objetivo, como mejora continua; el de optimizar la fragmentación de la roca en zona de mineral, es que se introduce un nuevo diseño de carga al utilizar la doble iniciación electrónica, la cual consiste en colocar dos primas en un solo taladro, uno en el fondo del taladro y otro en la parte superior de este, a distancias debidamente estudiadas, todo esto para aprovechar las colisiones simultaneas de energía al detonar al mismo tiempo de ambas primas y lograr nuestro objetivo.

RESUMEN

En la presente tesis denominado “optimización de la fragmentación de las rocas con la aplicación de la doble iniciación electrónica en la explotación de mina de cobre porfirítico a cielo abierto”, se ha realizado estudios e investigaciones para poder demostrar la importancia y necesidad de colocar un iniciador con detonador electrónico más y así poder lograr optimizar la fragmentación de la roca en zona de mineral; posteriormente se realizó varias pruebas de voladura con doble iniciación electrónica, a la vez se ha modificado algunos parámetros ya establecido como el diseño de malla, el diseño de carga, y los tiempos de secuencia de salida del disparo, realizando una mejora, para lograr nuestro objetivo principal que es optimizar la fragmentación en zona de mineral usando la doble iniciación electrónica.

Después de haber disparado diferentes proyectos se procedió hacer sus respectivos análisis y comparaciones, en donde se demuestra buenos resultados, al obtener una buena fragmentación sin perjudicar la estabilidad del talud y sin contaminar el medio ambiente, y sin tener presencia de fly rock. En las pruebas de voladura con doble iniciación electrónica se obtuvo una reducción hasta un 36 % en el P_{80} según los análisis realizados, además de obtener una reducción en tiempo de carguío de la pala hasta un 31 %, y también obteniendo un incremento de costos debido al incremento en accesorios, de mezcla explosiva, de cantidad de taladros pero a cambio se recibe una mejor fragmentación de las rocas en la zona de Mineral, cuyos beneficios se aprecian en todo su alcance en el chancado y molienda. En resumen obtenemos un incremento en la producción en mineral diaria para el chancado de la planta en un 21%, además de reducir el work index (kw-hr/t) en un 6%, demostrando así, que aplicando la doble iniciación electrónica, se obtiene buenos resultados en la fragmentación de la roca y por lo tanto conseguimos ser más eficientes y eficaces en el proceso minero metalúrgico.

ABSTRACT

In this thesis entitled "Optimization of fragmentation of rocks with application of dual electronic initiation in exploiting mine porphyry copper open pit", has conducted studies and investigations to demonstrate the importance and necessity of placing a initiator with more electronic detonator and thus ensure optimized fragmentation of rock ore zone; then blasting several tests performed with double electronic initiation, while it has changed some settings already established as mesh design, the design load, and times of output sequence shooting, making an improvement to achieve our main objective is to optimize the fragmentation ore zone using the double electronic initiation.

After having shot several projects proceeded to make their analysis and comparisons, where success is demonstrated, to get a good fragmentation without compromising the stability of the slope and without polluting the environment and without the presence of fly rock. In tests with double electronic blasting initiation reduction was obtained up to 36% in the P80 as the analyzes, in addition to obtaining a reduction in time haulage of the blade up to 31%, and also getting increased costs due the increase in accessories explosive mixture quantity of holes but instead a better fragmentation of rocks is received near Mineral, whose benefits will appreciate the full extent of crushing and grinding. In summary we obtain an increase in daily production for mineral crushing plant by 21%, while reducing the work index (kw-hr / t) 6%, thus proving that the double applying electronic initiation good results are obtained in the fragmentation of the rock and therefore we get more efficient and effective in metallurgical mining process.

ÍNDICE

Introducción	5
Resumen	6

CAPITULO I INTRODUCCIÓN

1.1 Diseño de Investigación	
1.1.1 Definición de Términos	17
1.1.2 Marco Teórico.....	19
1.1.2.1 Conceptos Básicos de Voladura de Rocas	19
1.1.2.2 Claves para el Rendimiento de una Voladura	24
1.1.2.3 Variables Controlables en una Voladura	26
1.1.2.4 Variables no Controlables en una voladura	27
1.1.2.5 Diseño y ajustes de los parámetros de perforación	27
1.1.2.6 Parámetros de Voladura.....	30
1.1.2.7 Esquema de configuración de tiempos para una voladura	37
1.1.2.8 Sistema de iniciación electrónica.....	40
1.1.2.9 Dispersión de retardos	41
1.1.3 Situación Problemática	42
1.1.4 Planteamiento del Problema.....	42
1.1.5 Planteamiento de Hipótesis	42
1.1.6 Justificación del Proyecto	42
1.1.7 Objetivos del Proyecto de Tesis.....	43
1.1.8 Metodología y Procedimientos.....	43

CAPITULO II GENERALIDADES

2.1 Generalidades	
2.1.1 Ámbito de Estudio	45
2.1.2 Ubicación y Accesos.....	45
2.1.3 Topografía y Fisiografía.....	46

2.1.4 Clima	46
2.1.5 Vegetación	47
2.1.6 Recursos	47
2.2 Método de Explotación	47
2.3 Planeamiento de Minado	48
2.3.1 Ley de Corte	48
2.3.2 Relación de Desbroce	49
2.3.3 Sistema de Control de Leyes	49
2.3.4 Programa de Producción	49
2.3.5 Diseño de Open Pit.....	50
2.4 Operaciones Unitarias	50
2.4.1 Perforación	51
2.4.2 Voladura	52
2.4.3 Carguío.....	52
2.4.4 Acarreo.....	53
2.4.5 Equipo Auxiliar.....	53
2.4.6 Chancado	53
2.4.7 Depósitos Lixiviables	54

CAPITULO III

GEOLOGÍA

3.1 Geomorfología.....	55
3.1.1 Procesos Geomórficos	55
3.2 Geología General.....	55
3.3 Geología Regional	57
3.3.1 Rocas Volcánicas	57
3.3.2 Alteraciones.....	58
3.4 Geología Local.....	59
3.4.1 Rocas Extrusivas o Volcánicas	59
3.4.2 Rocas Intrusivas	61
3.4.3 Brechas	62
3.5 Geología Estructural	63
3.5.1 Fallas Principales	63

3.5.2 Otras Estructuras.....	64
3.6 Geología Económica.....	64
3.6.1 Génesis del Yacimiento	64
3.6.2 Mineralización.....	65
3.7 Reservas	66

CAPITULO IV

PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO

4.1 Características Volumétricas de las Rocas	69
4.1.1 Densidad	69
4.1.2 Peso Específico	70
4.1.3 Compacidad	71
4.1.4 Porosidad	71
4.1.5 Esponjamiento.....	72
4.1.6 Grado de Saturación.....	73
4.2 Propiedades Mecánicas de las Rocas	74
4.2.1 Resistencia Dinámica a la Compresión	74
4.2.2 Resistencia Dinámica a la Tracción	75
4.2.3 Angulo de Fricción interna	76
4.2.4 Cohesión de la Roca Intacta.....	77
4.3 Propiedades Elásticas de las Rocas	78
4.3.1 Modulo de Young e Índice de Poisson.....	78
4.3.2 Modulo de Deformación o rigidez.....	78
4.3.3 Velocidad de Onda Longitudinal	78
4.3.4 Velocidad de Onda Transversal.....	79
4.4 Clasificación de las Rocas	79
4.5 Caracterización de la Masa Rocosa.....	80
4.6 Clasificación geomecánica de la Masa Rocosa	80
4.7 Zonificación geomecánica del Tajo	81
4.8 Descripción de las zonas inestables	83

CAPITULO V

OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN DE LAS ROCAS CON LA APLICACIÓN DE LA DOBLE INICIACIÓN ELECTRONICA

5.1 Planeamiento de la Voladura para la aplicación de la doble iniciación electrónica	84
5.1.1 Análisis del Macizo Rocosos	85
5.1.2 Seleccionar el Tipo de Mezcla de Explosivo a usar	88
5.1.3 Seleccionar los accesorios de voladura	89
5.1.4 Diferencias entre detonador electrónico y pirotécnico.....	90
5.1.5 Dispersión de retardo.....	91
5.1.6 Equipo Técnico Especializado	92
5.1.7 Cargar y conectar los taladros con la secuencia de salida adecuada	92
5.1.8 Iniciar la Voladura.....	92
5.1.9 Evaluación de Resultados de la voladura de rocas.....	92
5.2 Aspectos Positivos y Negativos de una buena voladura	92
5.3 Consideraciones de Macizo Rocosos a tener presente el diseño de voladura	94
5.3.1 Caracterización de los Macizos Rocosos.....	94
5.3.2 Propiedades Físicas de las Rocas.....	94
5.3.3 Frecuencia de Fracturamiento del Macizo Rocosos	95
5.3.4 Orientación de las Estructuras Geológicas	95
5.3.5 Velocidad de Propagación de la Roca	96
5.3.6 Proyecciones Estereográficas	96
5.4 Consideraciones Técnicas de Perforación y Voladura	97
5.4.1 Presión de Detonación	97
5.5 Diseño de Perforación y Voladura.....	98
5.5.1 Diseño de Perforación	99
5.5.2 Diseño de Voladura de Producción con doble iniciación electrónica.....	102
5.5.3 Diseño de Tiempos y secuencia de Detonación	103
5.5.4 Formas de Efectuar una voladura de producción con doble iniciación	105
5.6 Evaluación de Resultados de la Voladura con la doble iniciación electrónica	106
5.6.1 Resultados de Voladura con la aplicación de doble iniciación	106
5.7 Análisis de los proyectos de voladura como línea base	110
5.8 Análisis de las pruebas de voladura a desarrollarse con doble iniciación	112

CAPITULO VI

RENDIMIENTO Y COSTOS DE VOLADURA CON LA APLICACIÓN DE LA DOBLE INICIACIÓN ELECTRONICA

6.1 Costos de Voladura con doble iniciación electrónica.....	139
6.1.1 Costos de las Columnas de Carga con doble iniciación electrónica.....	139
6.2 Factor de Carga aplicando la doble iniciación electrónica	156
6.3 Resumen General de Costos de perforación y voladura de producción	157
CONCLUSIONES	162
RECOMENDACIONES	163
BIBLIOGRAFIA.....	164
ANEXO N° 1 Principales Modelos Matemáticos para Determinar el Burden	165
ANEXO N° 2 Influencia de la Velocidad de Detonación	172

INDICE DE FIGURAS

Figura N° 1.1 Mecánica de Fragmentación	20
Figura N° 1.2 Distribución de la Energía Explosiva	21
Figura N° 1.3 Taxonomía de los explosivos	22
Figura N° 1.4 Triangulo de Rendimiento de Voladura	26
Figura N° 1.5 Factor de Rigidez	28
Figura N° 1.6 Patrones de Burden y Espaciamiento	28
Figura N° 1.7 Configuración de Malla de Perforación	30
Figura N° 2.1 Ubicación de franja Sur del Pórfido de Toquepala	46
Figura N° 2.2 Perforadora Bucyrus Erie 49 RIII	52
Figura N° 2.3 Operación de Carguío y Acarreo de Material	53
Figura N° 2.4 Flow sheet de Planta Concentradora	54
Figura N° 3.1 Geología Regional de la Mina	58
Figura N° 3.2 Rocas Extrusivas o Volcánicas	61
Figura N° 3.3 Rocas Intrusivas	62
Figura N° 3.4 Brechas.....	63
Figura N° 3.5 Sección Geológica Vertical Central del Depósito de Toquepala.....	68
Figura N° 5.1 Pasos de un Planeamiento Estratégico aplicado a la voladura	84
Figura N° 5.2 Características del Macizo Roco y Sistemas de fallas.....	86

Figura N° 5.3 Diseño de malla en zona de diorita con yeso	87
Figura N° 5.4 Fase de Minado del Tajo.....	87
Figura N° 5.5 Geología de la Mina	88
Figura N° 5.6 Reservas de Mineral	88
Figura N° 5.7 Carguío de los taladros Perforados.....	89
Figura N° 5.8 Primado de Taladros.....	90
Figura N° 5.9 Detonador Pirotécnico y Electrónico	91
Figura N° 5.10 Análisis de la Dispersión de los detonadores con cámaras de alta velocidad	91
Figura N° 5.11 Aspectos Negativos y Positivos de la perforación y voladura	93
Figura N° 5.12 Costos Previos y Posteriores a la Voladura	93
Figura N° 5.13 Frecuencia de fracturamiento en yeso anhidrita.....	95
Figura N° 5.14 Presencia de Estructura Planar.....	96
Figura N° 5.15 Diseño de Perforación en Brecha con Yeso	99
Figura N° 5.16 Diagrama de Carguío Base.....	100
Figura N° 5.17 Diagrama de Propuestas realizadas en los proyectos de voladura	100
Figura N° 5.18 Resumen de diferencia entre base y propuestas	101
Figura N° 5.19 Diseño de Cargas Explosivas con doble iniciación – yeso anhidrita.....	102
Figura N° 5.20 Diseño de Voladura.....	103
Figura N° 5.21 Configuración nominal de Tiempos	104
Figura N° 5.22 Comportamiento de líneas de Isotiempo	104
Figura N° 5.23 Comportamiento de Desplazamiento de Material.....	105
Figura N° 5.24 Voladura de Producción.....	105
Figura N° 5.25 La variable aleatoria de fragmentación.....	107
Figura N° 5.26 La Inversión en la fragmentación	108
Figura N° 5.27 Flow Sheet con sus respectivos tamaños de granulometría.....	108
Figura N° 5.28 Fragmentación y desempeño de equipos.....	109
Figura N° 5.29 Diferencias de Costos en los diferentes procesos del negocio Minero	109
Figura N° 5.30 Plano del Disparo Línea Base y Zona de análisis	110
Figura N° 5.31 Diseño de Carga de Línea Base	110
Figura N° 5.32 Análisis de fragmentación de línea base	111
Figura N° 5.33 Análisis de Fragmentación en PowerSieve	111
Figura N° 5.34 Diseño de Carguío de doble iniciación	112
Figura N° 5.35 Diseño y Secuencia de Fuego	113

Figura N° 5.36 Zona de Análisis de fragmentación	113
Figura N° 5.37 Análisis de fragmentación de la zona marcada	114
Figura N° 5.38 Fotos tomadas en el nivel 2905	114
Figura N° 5.39 Llenados de camión de 240 t	115
Figura N° 5.40 Comparación de tiempos de ciclo de carguío	115
Figura N° 5.41 Cálculo y significado físico de la escala de profundidad de entierro (SD: Scaled Depth of Burial)	118
Figura N° 5.42 Evaluando el índice SD para la longitud de taco de 6 m. en diámetro de 11"	118
Figura N° 5.43 Diseño de Carguío con doble iniciación y taco de 6 m	119
Figura N° 5.44 Diseño y secuencia de fuego	119
Figura N° 5.45 Zonas de Análisis de Fragmentación	120
Figura N° 5.46 Análisis de fragmentación	120
Figura N° 5.47 Foto de Fragmentación de la Voladura	121
Figura N° 5.48 Foto de carguío de Mineral	122
Figura N° 5.49 Comparación de tiempos de ciclo de Carguío	122
Figura N° 5.50 Diseño de Voladura y zonas marcadas para su análisis de fragmentación	125
Figura N° 5.51 Diseño de Carga	126
Figura N° 5.52 Análisis de Fragmentación	126
Figura N° 5.53 Proyecto Disparado y las zonas de análisis de fragmentación	127
Figura N° 5.54 Diseño de Carga con doble iniciación electrónica	127
Figura N° 5.55 Análisis de Fragmentación con doble iniciación electrónica	128
Figura N° 5.56 Fotos de Voladura de proyecto de doble iniciación	129
Figura N° 5.57 Cuadro Comparativo de iniciación simple vs iniciación doble	129
Figura N° 5.58 Fotos de carguío de pala 2 del proyecto de doble iniciación	130
Figura N° 5.59 Tiempo de carguío de la Pala	130
Figura N° 5.60 Diseño de Voladura de línea base	133
Figura N° 5.61 Diseño de Carga con una sola iniciación.....	134
Figura N° 5.62 Análisis de Fragmentación con una sola iniciación electrónica	134
Figura N° 5.63 Plano de Proyecto Disparado con doble iniciación electrónica.....	135
Figura N° 5.64 Diseño de Carga con doble iniciación electrónica	135
Figura N° 5.65 Muestras de análisis de Fragmentación	136
Figura N° 5.66 Fotos de Voladura con la doble iniciación electrónica	136

Figura N° 5.67 Fotos de Carguío de pala con doble iniciación electrónica	137
Figura N° 5.68 Tiempo de Carguío de las palas.....	138
Figura N° 6.1 Diseño de Carga con doble iniciación electrónica	140
Figura N° 6.2 Diseño de Voladura, Isotiempos, Desplazamiento del material	140
Figura N° 6.3 Diseño de Carga de iniciación doble con taco de 6 m	142
Figura N° 6.4 Diseño de Voladura con doble iniciación electrónica.....	143
Figura N° 6.5 Diseño de carga de doble iniciación electrónica.....	145
Figura N° 6.6 Diseño y Secuencia de Fuego	145
Figura N° 6.7 Diseño de Carga	147
Figura N° 6.8 Diseño y secuencia de fuego	148
Figura N° 6.9 Diseño de Voladura, Isotiempos y Desplazamiento de material	150
Figura N° 6.10 Diseño y secuencia de Fuego con doble iniciación electrónica	152
Figura N° 6.11 Diseño de Carga en taco 5.5 m con doble iniciación electrónica	154
Figura N° 6.12 Diseño de Voladura, Isotiempos.....	155
Figura N° 6.13 Factores de Carga	156
Figura N° 6.14 Resultados de tiempos de carguío de la pala.....	159
Figura N° 6.15 La reducción del work index debido a la buena fragmentación	159
Figura N° 6.16 El incremento de la producción de mineral hacia la chancadora	160
Figura N° 6.17 Reducción de costos de los operación por influencia de la doble iniciación electrónica	161

INDICE DE TABLAS

Tabla N° 1.1 Daños por vibración con las voladuras	37
Tabla N° 1.2 Tiempos en función al burden y tipo de roca	40
Tabla N° 2.1 Ley Promedio de Cu y Mo, pro tipo de roca	49
Tabla N° 3.1 Contenido de Reservas de Mineral por tipo de Roca	66
Tabla N° 3.2 Diámetro del Cuerpo Mineral $\geq 0.4\%$	67
Tabla N° 4.1 Densidad de la Roca.....	70
Tabla N° 4.2 Peso Específico	71
Tabla N° 4.3 Porosidad de la Roca	72
Tabla N° 4.4 Porcentaje de Absorción	74
Tabla N° 4.5 Resistencia a la Compresión.....	75
Tabla N° 4.6 Resistencia a la Tracción	76

Tabla N° 4.7 Angulo de fricción interna.....	77
Tabla N° 4.8 Cohesión de la Roca Intacta	77
Tabla N° 4.9 Clasificación de las rocas.....	80
Tabla N° 4.10 Clasificación Geomecánica de la masa rocosa	82
Tabla N° 5.1 Parámetros Utilizados para la voladura.....	86
Tabla N° 5.2 Densidad de diferentes tipos de mezcla de explosivo	89
Tabla N° 5.3 Parámetros Geomecánicos.....	94
Tabla N° 5.4 Características de las rocas	96
Tabla N° 5.5 Reducción de la Presión de detonación de diferentes explosivos	98
Tabla N° 5.6 Modelo de optimización de costo del proceso minero - metalúrgico	108
Tabla N° 5.7 Data de Voladura	112
Tabla N° 5.8 Costos de Explosivos por taladro, según tipo de iniciación	116
Tabla N° 5.9 Porcentaje de incremento de (US\$/tal).....	116
Tabla N° 5.10 Diferencias de Costos de Voladura en (US\$/tal)	116
Tabla N° 5.11 Datos de Voladura	117
Tabla N° 5.12 Comparativo de Análisis de Fragmentación	121
Tabla N° 5.13 Comparaciones de Costos iniciación simple vs iniciación doble.....	123
Tabla N° 5.14 Porcentaje de incremento de los costos de voladura.....	123
Tabla N° 5.15 Incremento de Costos con la doble iniciación electrónica	123
Tabla N° 5.16 Cuadro Comparativo de Costos por Taladro	131
Tabla N° 5.17 Análisis de costos en (\$/tal).....	131
Tabla N° 5.18 Comparativo de la iniciación simple vs iniciación doble.....	137
Tabla N° 5.19 Mediciones de tiempos de carguío de la pala.....	137
Tabla N° 6.1 Esquema de costos generales	139
Tabla N° 6.2 Calculo de costo de perforación	141
Tabla N° 6.3 Información de Proyecto de Voladura	142
Tabla N° 6.4 Costos de Perforación y Voladura de doble iniciación electrónica	143
Tabla N° 6.5 Información de Proyecto de Voladura	144
Tabla N° 6.6 Costos de Perforación y voladura de la doble iniciación electrónica.....	146
Tabla N° 6.7 Información de Proyecto de Voladura	147
Tabla N° 6.8 Costos de Perforación y Voladura de la doble iniciación electrónica	148
Tabla N° 6.9 Información de Proyecto de Voladura	150
Tabla N° 6.10 Costos de Proyecto de Voladura de la doble iniciación electrónica	151
Tabla N° 6.11 Información de Proyecto de Voladura	152

Tabla N° 6.12 Costos de Proyecto de Voladura.....	153
Tabla N° 6.13 Información de Proyecto de Voladura	154
Tabla N° 6.14 Costos de Perforación y Voladura del Proyecto	155
Tabla N° 6.15 Resumen de Resultados de Costos de Perforación y Voladura	157
Tabla N° 6.16 Costos de Perforación y explosivos de los diferentes proyectos	158
Tabla N° 6.17 Tiempo de carguío de la pala en los proyectos de prueba	158
Tabla N° 6.18 Producción y costos debido al mejoramiento de la fragmentación.....	160

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1 DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

1.1.1 Definición de Términos

Es importante tener los siguientes datos conceptuales:

Fragmentación.- Es la rotura de la roca en el área de la línea de menor resistencia (Burden) como consecuencia de la acción ejercida por los explosivos.

Burden.- Es la distancia del taladro a la cara libre más cercana, orientado perpendicularmente al eje del taladro.

Espaciamiento.- Se define como la distancia entre taladros de una misma fila perpendiculares al burden.

Booster.- Alto explosivo utilizado para mejorar la detonación de la columna explosiva (aumentar la velocidad de detonación). Por lo general se utilizan explosivos de alta velocidad de detonación, como el Booster de pentolita.

Taladro.- Cavidad cilíndrica como consecuencia de una perforación en la cual, se deposita el explosivo de acuerdo a un diseño previo.

Explosivo.- Es toda sustancia sólida o líquida, que al recibir un estimulante adecuado, en un infinitésimo de tiempo, se convierte en otras sustancias más estables, generalmente gaseosas; acompañados de una liberación de calor y altas presiones.

Cara libre.- Superficie de contacto con el medio ambiente tomando como referencia un cubo, es indispensable para la formación y retorno de las ondas de tensión relejadas que provocan la fragmentación.

Malla.- Es la forma geométrica en la que se disponen los taladros de una voladura, considerando básicamente la relación burden y espaciamiento.

Chancado.- Proceso mediante el cual se disminuye el tamaño de las rocas mineralizadas triturándolas en chancadoras y molinos. El material extraído pasa por tres tipos de chancadoras (chancadora primaria, secundaria y terciaria) hasta llegar a tamaños de menos de ½ pulgada.

Desplazamiento.- Consiste en el movimiento de la masa rocosa triturada como consecuencia de la acción ejercida por los explosivos hacia una dirección establecida.

Voladura de rocas.- Es un proceso tridimensional, en la cual las presiones generadas por explosivos dentro de taladros, originan una zona de alta concentración de energía que producen dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

Factor de carga.- Es la cantidad de explosivo en peso que se emplea para fragmentar una tonelada métrica de material de banco.

Técnicas de voladura.- Procedimiento que combinan la diversidad de etapas a desarrollarse en la rotura de macizos a fin de predisponer geotécnicamente el yacimiento y facilitar la explotación del mineral.

Cable de Conexión.- Este se empaca en cajas de fibracel que contienen 12 rollos, cada rollo de 200 m. Se utiliza para el amarre de los detonadores electrónicos, va conectado al Logger permitiéndole verificar la conexión de cada uno de ellos.

Carga Explosiva.- Cantidad de material explosivo utilizado en un taladro de voladura, o dispositivo de voladura.

Carguío.- Una de las etapas que forma parte del proceso de explotación a tajo abierto. Se refiere específicamente a la carga de material mineralizado del yacimiento. El carguío se realiza en las bermas de carguío, las que están especialmente diseñadas para esta actividad.

Detonador Electrónico.- Se puede comunicar con los otros componentes del sistema. Cada detonador tiene un número de ID único el que es asignado en la fábrica. Parecido a un sistema de telecomunicaciones, donde cada participante tiene un número de teléfono, la nueva tecnología permite doble comunicación desde cada detonador en el circuito. Esto permite que cualquier detonador sea programado desde 1 a 15000 milisegundos con incrementos desde 1 milisegundos.

Falla.- Es una fractura frágil a lo largo de la cual acontecen desplazamientos visibles, generalmente semejante a la superficie de la misma.

Zona de Fallamiento.- Se encuentra compuesta por numerosas superficies de discontinuidades frágiles, subparalelas e interconectadas, estrechamente espaciadas con presencia de brecha de falla.

Zona de Cizalla.- incumbe a una zona ancha de deformación, generada bajo condiciones dúctiles a dúctiles-frágiles (pliegues de arrastre).

1.1.2 Marco Teórico

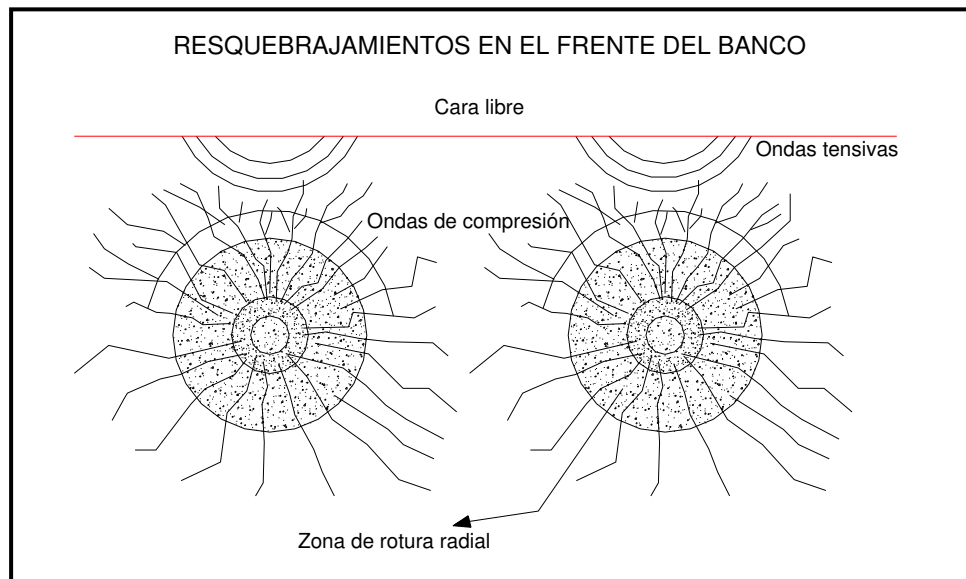
1.1.2.1 Conceptos Básicos de Voladura de Rocas

a) Mecanismo de rotura de las rocas

La detonación de un explosivo en condiciones confinadas, transmitirá ondas de compresión, las cuales a su vez generan tracciones tangenciales en el macizo rocoso. Las presiones originadas por la onda de tensión, deben superar la resistencia de compresión de la roca, produciendo la rotura de la misma o deformándola elásticamente en el área de la línea de menos resistencia (burden); a medida que la onda de compresión se va alejando del taladro, su amplitud se atenuará a valores por debajo de la resistencia a la compresión de la roca, decayendo en forma proporcional a la distancia recorrida y al tipo de roca. De aquí más la onda de compresión propagará a la velocidad sísmica, la misma que dependerá de la naturaleza del medio en que transita. Las tracciones tangenciales son responsables de generar fracturas que se extienden radialmente desde la fuente de explosión. Cuando la onda de compresión encuentra una superficie libre

(frente del banco), parte de la misma se transmitirá y parte se reflejará, acorde con las leyes físicas de transmisión y flexión de ondas; la onda reflejada propagará la fuente de explosión, esta vez bajo la forma de onda de tracción, la misma que es responsable de los resquebrajamientos en el frente del banco.

Figura N° 1.1. Mecánica de fragmentación



b) Transmisión de la onda de choque

En los explosivos, las velocidades de las primeras moléculas gasificadas son tan grandes que no ceden su calor por conductividad a la zona inalterada de la carga, sino que lo transmiten por choque, deformándola y produciendo calentamiento y explosión adiabática con generación de nuevos gases. El proceso se repite con un movimiento ondulatorio que afecta a toda la masa explosiva y que se denomina "Onda de Choque", la que se desplaza a velocidades entre 1 500 y 7 000 m/s según la composición del explosivo y sus condiciones de iniciación.

Un carácter determinante de la onda de choque en la detonación es que una vez que alcanza su nivel de equilibrio (temperatura, velocidad y presión) este se mantiene durante todo el proceso, por lo que se dice que es auto sostenido, mientras que la onda deflagrante tiende a amortiguarse hasta prácticamente extinguirse, de acuerdo al factor tiempo - distancia a recorrer. En este nivel de equilibrio, se forma una zona de reacción,

que en su último tramo queda limitada por un plano ideal, que se denomina Plano de Chapman – Jouguet, lo que se conoce también como condiciones del estado de detonación. En el Plano “CJ” los gases se encuentran en estado de hipercompresión.

Esto se evidencia por medio de la ecuación fundamental conocido como la “Condición de Chapman – Jouguet”:

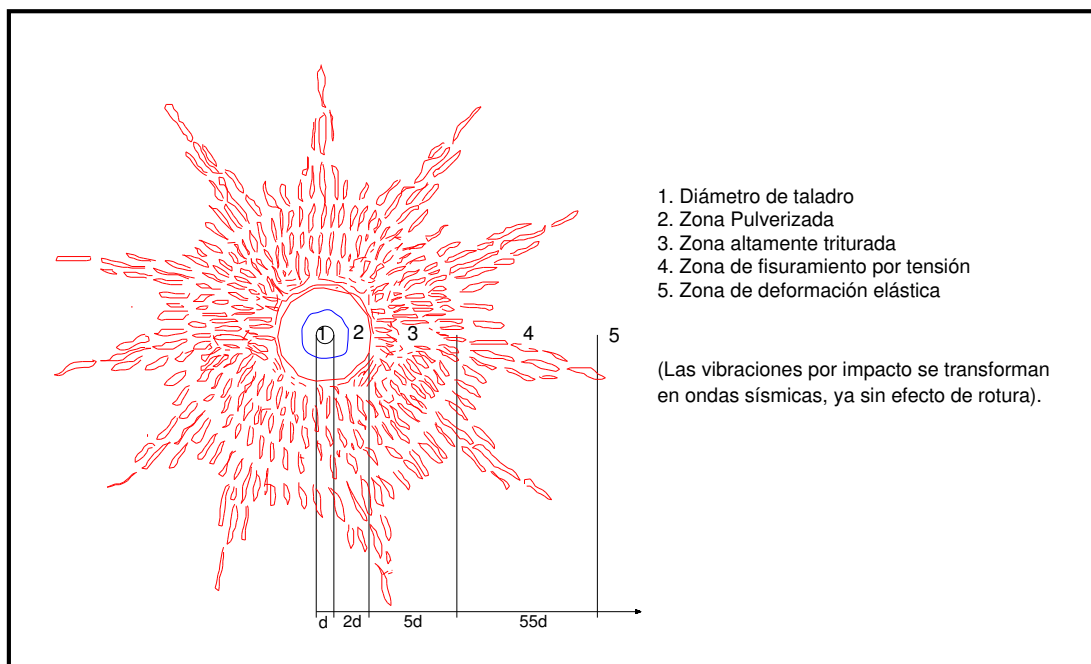
$$VOD = S + W \quad \text{Ecuación N° 1.1}$$

Dónde:

VOD : Velocidad de detonación.

S : Velocidad de sonido.

Figura N° 1.2. Distribución de la energía explosiva

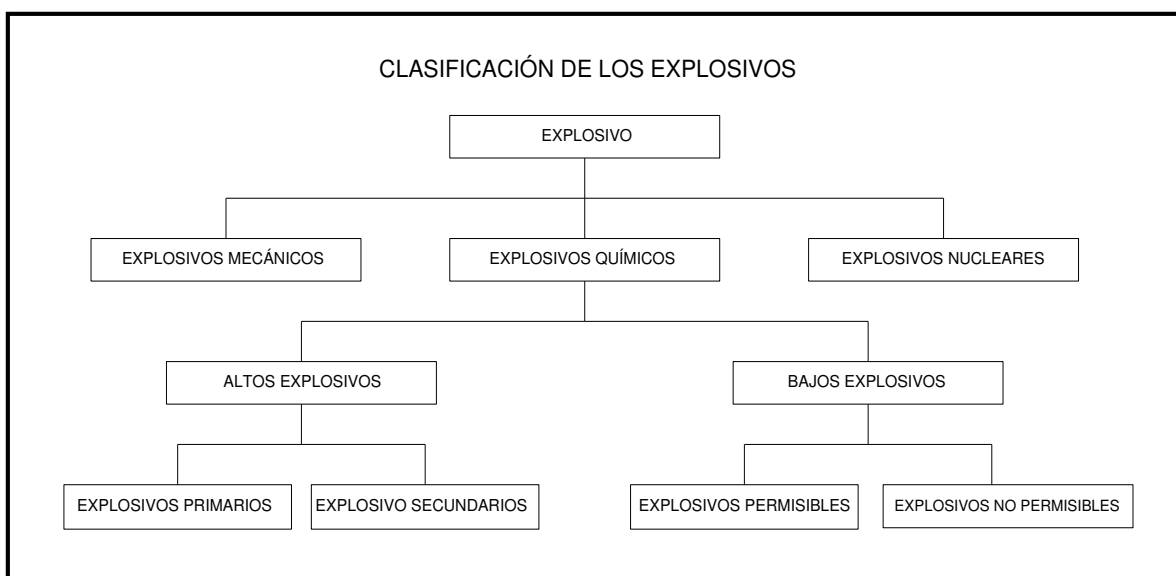


c) Explosivos y su Clasificación

Una explosión, es un fenómeno que ocurre como consecuencia de una liberación repentina de energía, mediante una fuente generadora que la produzca. Es condición

necesaria para que se realice una explosión, que la liberación de dicha energía sea a través de un proceso extremadamente rápido. Para nosotros es de importancia las explosiones producidas por explosivos químicos, los cuales pueden definirse como una mezcla de sustancias químicas, que bajo la acción de una cierta fricción, calor, impacto, onda de choque, etc. Inician una reacción de descomposición muy violenta que se propaga a lo largo de su longitud. Dicha reacción química se caracteriza por ser exotérmica y liberará una gran cantidad de energía en la forma de gases a elevadas presiones y temperaturas.

Figura N° 1.3. Taxonomía de los explosivos.



Explosivos químicos.- Son aquellas mezclas explosivas cuya liberación de energía va acompañada de una reacción química donde se cumple la ley de la conservación de la materia y energía. Los explosivos químicos son clasificados en:

- **Altos explosivos.-** Son aquellos detonantes sensibles al fulminante número 8, los mismos que reaccionan a una velocidad mayor que la velocidad del sonido; su velocidad de detonación es del orden de 6 000 a 10 000 m/s, y su presión de detonación alrededor de 4×10^6 PSI. Ejemplo: dinamitas, permisibles, explosivos acuosos (hidrogel, emulsiones) y explosivos especiales.

- **Bajos explosivos.-** Se caracterizan por su bajo rango de deflagración, unos cuantos cm/s o m/s menores que la velocidad del sonido y presiones menores, hasta 3 000 PSI, ejemplo: la pólvora negra. Dentro de los explosivos químicos, existe una tercera categoría que son los agentes de voladura.

Agentes de voladura.- Son mezclas explosivas que tienen como ingredientes un oxidante y un combustible, y requieren de un booster para su iniciación. Estos agentes de voladura, no son sensibles al fulminante número 8. Ejemplo: ANFO, ALANFO, SANFO, slurries, emulsiones, etc. No obstante, que ninguno de sus ingredientes son explosivos cuando ellos no han sido mezclados, pueden ser sensibilizados lo suficiente como para poder convertirse en altos explosivos.

d) Velocidad de detonación

Es la velocidad con que el frente de detonación recorre la longitud del mismo, dicha velocidad es supersónica (mayor a la velocidad del sonido). La VOD es uno de los parámetros más importantes del proceso de detonación. Su valor es indicativo de la performance del explosivo. La VOD de un explosivo está afectada por una serie de factores.

- Influencia del diámetro del explosivo.
- Influencia del grado de confinamiento y el tamaño de las partículas del explosivo.
- Influencia de la densidad del explosivo.
- Efecto del agua en la performance de los explosivos comerciales.
- Influencia de la temperatura del explosivo.
- La velocidad de detonación, se ve afectada por diferentes factores, los cuales se han detallado en el Anexo N° 02

e) Presión de explosión y presión de detonación

- **La presión de detonación.-** Es una indicadora de la habilidad de un explosivo para fragmentar la roca, la misma que está dada por la presión inmediatamente por detrás del frente de detonación, en el llamado Plano de Chapman – Jouget (C – J).

La presión de detonación puede determinarse mediante los denominados ensayos acuáticos y en ciertas ocasiones mediante sensores de presión, ambos son de difícil implementación. La fórmula es la siguiente:

$$Pd = \frac{\rho \times VOD^2}{4} \times 10^{-5} \quad \text{Ecuación N° 1.2}$$

Dónde:

Pd : Presión de detonación. (Kbars)

ρ : Densidad inicial del explosivo (g/cm³)

VOD : Velocidad de detonación (m/s)

- **La presión de explosión:** se refiere a la presión ejercida contra las paredes del taladro como consecuencia de la acción expansiva de los gases producto de la detonación del explosivo. Al igual que la presión de detonación, su valor depende de la densidad y la VOD del explosivo. Generalmente su valor es la mitad del valor de la presión de detonación.

$$Pg = \frac{Pd}{2} = \frac{\rho \times VOD^2}{8} \times 10^{-5} \quad \text{Ecuación N° 1.3}$$

Dónde:

Pg : Presión de gases (Kbars)

1.1.2.2 Claves para el rendimiento de una voladura

a) Distribución de la energía

- La energía debe ser distribuida uniformemente, para lograr un proceso de fragmentación uniforme.
- Tener presente la relación adecuada entre el diámetro del taladro y la altura de banco.
- Tener presente la relación adecuada entre el burden y el espaciamiento.

- Hacer una implementación cuidadosa del diseño de voladura.
- Perforar en ángulo si se requiere, para una mejor distribución de carga y salida de la primera fila.

b) Confinamiento de la energía

- La energía explosiva debe ser confinada el tiempo suficiente después de la detonación para establecer fragmentación adecuada y desplazar el material.
- El paso de menor resistencia del explosivo debe ser controlado.
- Los taladros deben ser cargados de acuerdo a la representación geológica del macizo rocoso.
- Usar longitud y material de taco adecuado.
- Hacer una configuración de tiempos de acuerdo a las condiciones de campo, y parámetros de burden y espaciamiento.
- Emplear retardos exactos.

c) Nivel de energía explosiva

- El nivel de energía debe ser suficiente para sobreponerse a la fuerza estructural de la masa rocosa, y a la vez producir desplazamiento controlado.
- Determinar el nivel de energía en el grado de fragmentación y desplazamiento requerido.
- Tener presente la sensibilidad del sitio a disparar.
- Evaluar los explosivos de alta energía para condiciones especiales de terreno (burden excesivo, toes, pisos, etc.).
- Mantener el control de calidad de los explosivos con pruebas rutinarias.

Las tres claves para el rendimiento óptimo en voladuras, se resume en el siguiente esquema:

Figura N° 1.4: Triangulo de rendimientos de voladuras



1.1.2.3 Variables Controlables en una Voladura

Parámetros del explosivo.- Propiedades Físico – químicas: densidad, velocidad de detonación, transmisión o simpatía, resistencia al agua, energía del explosivo en cal/gr, sensibilidad a la iniciación, volumen normal de gases, presión de taladro, categoría de humos, etc.

- Condiciones de la carga.
- Diámetro de la carga.
- Geometría de la carga.
- Grado de acoplamiento.
- Grado de confinamiento.
- Densidad de carga.
- Distribución de carga en el taladro.
- Tipo y ubicación del cebo.
- Distribución de energía, en calorías por tonelada de roca.
- Intervalos de iniciación de las cargas (timing).
- Variables de perforación: profundidad del taladro, malla de perforación, diámetro del taladro, e inclinación del taladro.

1.1.2.4 Variables no Controlables en una Voladura

Propiedades Físicas: Dureza, tenacidad, densidad, textura, porosidad, variabilidad, y grado de saturación.

Propiedades Elásticas o de Resistencia dinámica de las rocas: Frecuencia sísmica o velocidad de propagación de las ondas sísmicas y de sonido, resistencia mecánica, fricción interna, módulo de Young, radio de Poisson e impedancia.

Condiciones Geológicas: Estructura, grado de fisuramiento, presencia de agua, etc.

1.1.2.5 Diseño y ajuste de los parámetros de perforación

a) Burden

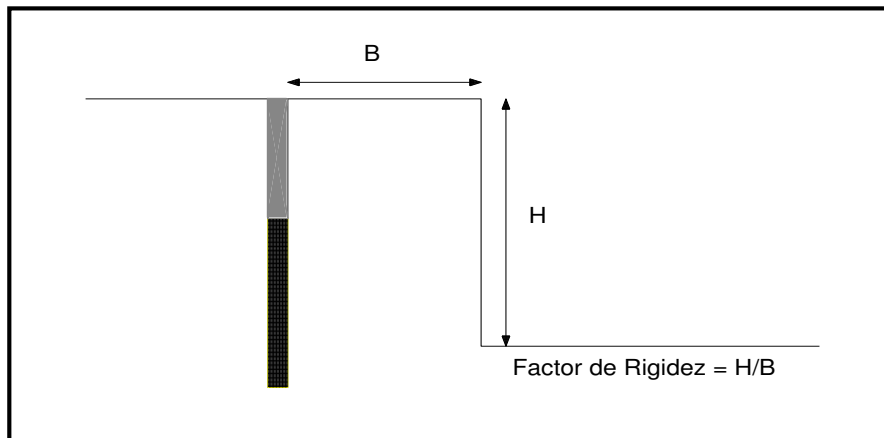
Es la distancia del taladro a la cara libre más cercana, orientando perpendicularmente a las líneas de los taladros. Los factores que se deben tener presente para la selección del burden son: altura de banco, dureza de roca, estructura de la roca, explosivo usado, desplazamiento deseado y fragmentación requerida. El burden, es determinado a partir de diferentes modelos matemáticos, en los cuales se consideran variables de diseño y variables del macizo rocoso. En el Anexo N° 01, hacemos mención de algunos modelos matemáticos para la determinación del burden.

b) Factor de rigidez del burden

Viene a ser la altura del banco dividido entre el *burden*. Si el Factor de rigidez es menor de 2, la masa rocosa será muy rígida, más difícil de fracturar y por lo tanto va a ser necesario incrementar la sobre-perforación; factores de rigidez bajos requieren factores de energía poco más altos para producir fragmentación uniforme. El factor de rigidez puede ser mejorado usando diámetros de carga más pequeños, o bancos más altos. Ver el siguiente gráfico.

$$FR = \frac{H}{B} \quad \text{Ecuación N° 1.4}$$

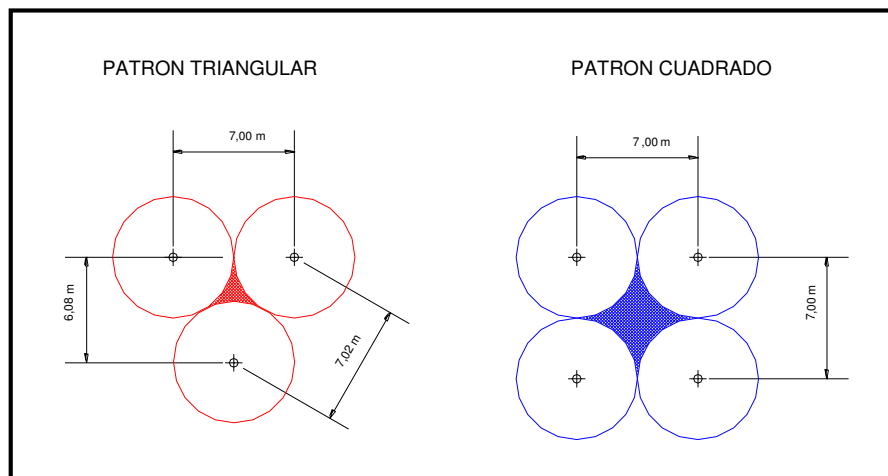
Figura N° 1.5: Factor de rigidez



c) Espaciamiento

Se define como la distancia entre taladros de una misma fila perpendiculares al burden. Se calcula en relación a la longitud del burden. La distribución de la energía explosiva, es óptima cuando el espaciamiento es igual a 1.15 veces el burden, y el patrón está en forma triangular, se debe tener en cuenta que cuando existen juntas principales paralelas a la cara libre, se pueden permitir espaciamientos más grandes. Ver el siguiente gráfica, donde el área achurada en el patrón triangular, es menor que en el patrón cuadrado por lo que hay una mejor distribución de la energía explosiva en el taladro.

Figura N° 1.6: Patrones de burden y espaciamiento



d) Sobre perforación

Es la distancia que el taladro es perforado bajo nivel del piso. Cuando se obtiene malos pisos, entonces es necesario hacer reducciones en el *burden*. Si en caso dentro del macizo rocoso encontramos estructuras inclinadas hacia el banco, tendremos problemas en la voladura y por lo tanto se puede requerir incrementar la sobre perforación, de la misma manera estructuras inclinadas hacia el tajo pueden causar patada excesiva y requerir orientación de la cara libre. Otro factor importante es cuando se tiene un factor de rigidez menor de 2, se requiere más sobre perforación. Este parámetro debería ser minimizado para reducir el daño bajo el nivel del piso y controlar costos.

e) Altura de banco y profundidad de taladros

Generalmente la altura de banco está relacionada con el diseño del equipo de excavación, transporte, del diámetro de perforación, de la resistencia de la roca, de la estructura geológica y estabilidad del talud, de la mineralización y aspectos de seguridad y por último del diseño del pit final, podemos estimar la altura óptima de un banco con la siguiente relación empírica:

$$H = 10 + 0.57(C - 6) \quad \text{Ecuación N° 1.5}$$

Dónde:

C : Capacidad del lampón de la excavadora.

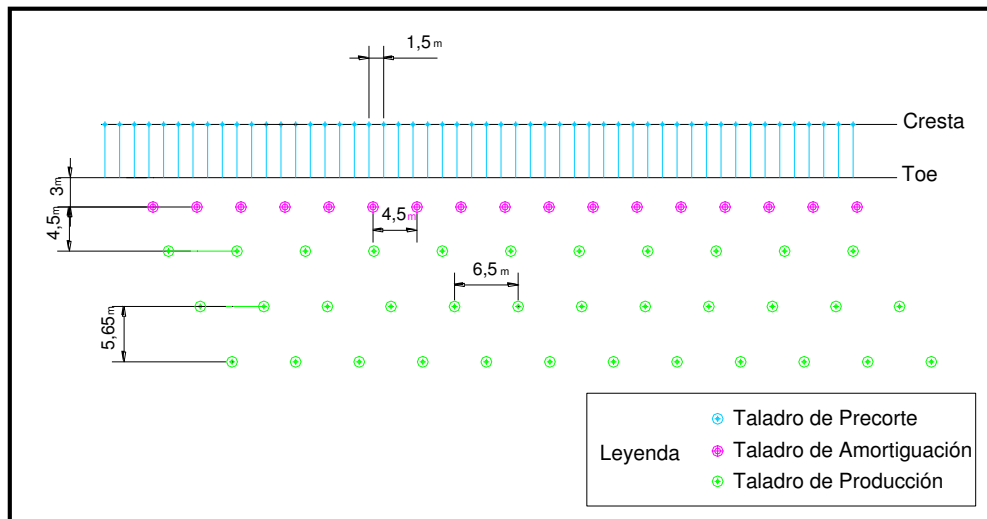
La profundidad de perforación, es la suma de la altura del banco con la sobre perforación necesaria por debajo del nivel del piso para garantizar una buena rotura y evitar que queden toes y no tener que efectuar voladuras secundarias.

f) Malla de perforación y voladura

Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente la relación *burden* - espaciamiento, y su directa vinculación con la profundidad de los taladros. Las mallas pueden ser: cuadradas, rectangulares y

triangulares. En la mina, empleamos patrones triangulares de diferentes dimensiones, de acuerdo al tipo de macizo rocoso.

Figura N° 1.7. Configuración de malla de perforación



1.1.2.6 Parámetros de voladura

a) Volumen in situ y disparado

Metros cúbicos banco por taladro

$$Bcms / tal = B \times S \times H = m^3 / tal \quad \text{Ecuación N° 1.6}$$

Dónde:

B : Burden (m)

S : Espaciamiento (m)

H : Altura de banco (m)

Volumen del explosivo

$$VE = D \times Ce = m^3 \quad \text{Ecuación N° 1.7}$$

Dónde:

VE : Volumen del explosivo (m^3)

D : Diámetro del taladro (m)

Ce : Longitud de la columna explosiva o suma de las cargas segmentadas (m)

Volumen Disparado

$$Vd = Bcms \times (1 + F.E.) \quad \text{Ecuación N° 1.8}$$

Dónde:

Vd : Volumen disparado (m^3)

FE : Factor de esponjamiento

b) Cálculos de carga

Para los cálculos de carga explosiva, es importante tener en consideración lo siguiente:

- Densidad de carga: (Kilogramos de explosivo por metro lineal de taladro).
- Energía del explosivo: (KJ de energía por metro lineal de taladro). Es igual que la Potencia Absoluta por Peso. AWS (J / gr).
- Energía de carga: (KJ de energía por metro lineal de taladro). Es igual a la energía del explosivo por la densidad de carga.

c) Factor de energía

Es igual a la energía de carga por la longitud de columna del explosivo, dividido por el tonelaje de material por taladro. Es el mejor método para estimar el rendimiento relativo de diferentes explosivos en distintos tipos de rocas. Estos factores de energía pueden oscilar entre 500 a 1250 KJ/T (120 - 300 Kcal/T).

d) Factor de carga

Este dato nos sirve para controlar costos y rendimientos relativos de un tipo de explosivo, si las demás variables se mantienen igual; más no nos sirve para comparar diferentes tipos de explosivos o predecir resultados en distintos tipos de rocas.

$$FC = \frac{PE}{Bcms} \quad \text{Ecuación N° 1.9}$$

Dónde:

FC : Factor de carga (Kg/m³)

PE. Peso total del explosivo (Kg)

e) Densidad de Carguío

Es la medida de llenado de un taladro. En el caso de un llenado perfecto sin dejar el menor espacio desacoplado, tendremos por definición una densidad de carguío igual a 1.

f) Grado de desacoplamiento

Es el diámetro de carga en relación al diámetro de perforación. El acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca permite la transferencia de la onda de choque entre ellas, teniendo un carácter muy significativo sobre el rompimiento. El efecto de trituración depende mucho del contacto directo del explosivo con la roca. El acoplamiento tiene enorme efecto sobre el grado de confinamiento y sobre el trabajo del explosivo, ya que la presión del taladro decrecerá con el aumento del desacoplamiento.

g) Taco

Es el material inerte que va encima de la carga explosiva con la finalidad de confinar la energía; cuando el taco es menor al rango que se menciona tendremos roca proyectado (fly rock) y escape prematuro de gases, que viene a ser la energía que tiene un costo y que no es aprovechada; taladros con agua requieren más taco que los taladros secos. Para el taco se recomienda emplear roca angular triturada (10% del diámetro del taladro),

este material confina la energía del explosivo mejor que los detritos provenientes de la perforación.

h) Técnicas de cebado

Todos los Proyectos de Voladura Primaria en la mina Toquepala, son iniciados mediante cebos o primas. Los cebos inducen una velocidad de detonación superior a la máxima estable que el explosivo diseñado.

Cebo en el fondo del taladro.- Es importante ubicar el cebo en el lugar de mayor confinamiento del taladro, es decir en el fondo, o también por encima de la longitud de la sobre perforación con el fin de disminuir las vibraciones del terreno y las posibilidades de un piso irregular. En si no existen reglas claras y concisas respecto de la mejor ubicación del cebo, en líneas generales es conveniente ubicar donde la roca presente las condiciones más difíciles de fragmentación, que comúnmente es en el fondo del taladro y en las longitudes intermedias de los taladros de las crestas de los bancos.

Cebado Múltiple.- En la mina, hemos realizado disparos con doble iniciación colocando a 1.0 m del fondo del taladro y otra en la parte superior debajo de 1.0 de la carga explosiva, para lograr obtener una mejor fragmentación en el proyecto de voladura.

i) Cargas Explosivas

La longitud de carga es la parte activa del taladro, es donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro. Es importante la distribución del explosivo a lo largo del taladro, según las circunstancias o condiciones de la roca.

Carga de Fondo (CF).- Es la carga explosiva de mayor densidad y potencia requerida al fondo del taladro para romper la parte más confinada y garantizar la rasante del piso. Los productos normalmente son Anfos pesados, en razón a que la energía por unidad de longitud en el fondo del taladro debe ser al menos dos veces mayor que la requerida para romper la roca en la parte superior.

Carga de Columna: (CC).- Se ubica sobre la carga de fondo y puede ser de menor densidad, potencia o concentración ya que el confinamiento de la roca en el sector del taladro es menor, empleándose normalmente Anfo convencional.

Cargas Segmentadas o Deck Charges.- Se emplea con el fin de disminuir la energía, pero manteniéndola distribuida en toda su longitud, se emplean cargas espaciadas con tacos inertes intermedios y con un iniciador en cada uno para garantizar su salida.

j) Cara libre:

Superficie de contacto con el medio ambiente tomando como referencia un cubo, es indispensable para la formación y retorno de las ondas de tensión reflejadas que provocan la fragmentación. La cara libre es importante para el desplazamiento y acomodo del material en una voladura, asimismo, contrarresta y reduce de manera activa los golpes en el contorno de la voladura, lo cual se traduce en disminuir la vibración.

k) Distribución de la energía explosiva en el taladro:

Para obtener una fragmentación aceptable en una voladura, se requiere entre otros parámetros de diseño realizar una adecuada distribución de la carga en la columna del taladro, este parámetro determina que un mayor porcentaje de distribución de energía, se obtiene mayor fragmentación.

$$DE(tal)\% = 1 - \left(\frac{T}{H} \right) \quad \text{Ecuación N° 1.10}$$

l) Factores relativos de confinamiento

Permite lograr un mejor acoplamiento, con la pared interior del taladro y contrarrestar la presencia de vacíos, cavidades, desacoplamiento disminuido y otros. Cuando existe fly rock, implica que el atacado y el confinamiento del explosivo no ha sido el adecuado, por lo tanto, toda esa energía económica que escapa implica un costo que se pierde. El confinamiento de un explosivo dentro de un taladro, podemos medirlo a través de la siguiente expresión:

$$RC = \frac{210000T + 600DC}{EC \times DC} \quad \text{Ecuación N° 1.11}$$

Dónde:

RC : Confinamiento relativo.

T : Taco (m)

DC : Diámetro de carga (mm)

EC : Energía de Carga (J / cm³)

m) Proyección de rocas (Fly rock)

Es la roca volante arrojada al aire con violencia como resultado de una detonación. La inesperada, incontrolada proyección de fragmentos a distancias más allá de las estimadas como límite normal de desplazamiento de los detritos de una voladura, representa el más serio problema de seguridad en razón a que el impulso de lanzamiento aumenta con el mayor diámetro del taladro empleado, y peor aún si la carga no tiene el confinamiento y taco adecuado.

n) Control de vibraciones

Cuando detonamos una carga explosiva, se genera gran cantidad de energía. Si la voladura está bien diseñada se usará la mayoría de esta carga explosiva para fragmentar y desplazar la roca, pero si la voladura está mal diseñada, se desperdicia esta energía transformándose en vibración.

También se produce vibración por condiciones geológicas como fracturas internas y otras condiciones. La vibración es un movimiento de onda que se propaga a medida que se va alejándose del taladro, donde las partículas de tierra oscilan como respuesta a la llegada de la onda; esta oscilación se conoce como movimiento de la partícula que se clasifica en 2 categorías:

- Ondas de cuerpo que viajan dentro de la masa rocosa.
- Ondas superficiales que viajan sobre la superficie.

Dentro de los componentes de la vibración, tenemos:

Desplazamiento (D).- Es la distancia que las partículas oscilan ida y vuelta, medido en fracciones de milímetro.

Velocidad (PPV).- Denominada también Velocidad Pico Partícula, se mide en mm/s ó pulg/seg.

$$PPV = K \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1.5} \quad \text{Ecuación N° 1.12}$$

Dónde:

K : Constante relacionada a las propiedades de la roca

K : 500 en roca suave

K : 2500 en roca media.

K : 5000 en roca dura.

D : Distancia de la voladura al punto de interés (m)

Q : Peso máximo de carga por periodo de retardo.

Frecuencia (F).- Es el número de oscilaciones que una partícula hace cuando es expuesta a una onda de vibración, se mide en ciclos/s o Hertz (Hz).

La forma de controlar las vibraciones, es mediante el uso de sismógrafos que nos permite analizar los datos del evento de vibración y generar una impresión de la onda de vibración, PPV, y golpe de aire después de la voladura.

Tabla N° 1.1: Daños por vibración en las voladuras

PPV		Daños Potenciales
mm/s	Pulg/s	
13	0.51	Daños superficiales (3 -15 Hz)
19	0.75	Daños menores a estructuras compuestas (3 - 15 Hz)
70	2.75	Daños medios estructurales
140	5.50	Hasta 50% de daños estructurales
190	7.50	Más de 50% de daños estructurales

1.1.2.7 Esquema de Configuración de Tiempos para una Voladura

a) Propósito de la detonación secuencial

Controlar La energía del explosivo durante la detonación Tenemos que tener en cuenta los siguientes puntos:

- La secuencia de iniciación controla la energía del explosivo que es aplicada a la masa rocosa.
- Nos permite que los taladros sean disparados manteniendo una secuencia ordenada y correcta con el fin de crear caras libres.
- Controla la energía del explosivo, lo que se traduce en mejorar la fragmentación y el control de proyección de la roca.
- Controlar el confinamiento de la energía del explosivo:
- Prever alivio y controlar el desplazamiento del material disparado.
- Reducción del sobre - quiebre, a los lados y atrás (back y end breack).
- Controlar la vibración (Frecuencia, PPV) y golpe de aire.
- El rendimiento de la voladura, se verá afectado si el diseño tiene poco o mucho retardo.

- Mantener la generación de energía del explosivo al máximo.
- El nivel de energía debe ser suficiente la fuerza estructural de la roca y permitir el desplazamiento.
- Intervalos de tiempo inapropiados de retardos, producen dead pressing (muerte de presión: baja generación de energía en algunos explosivos).
- Controlar los kilogramos de explosivo que detonan a un tiempo.

b) Consideraciones de diseño

- Sensitividad del sitio

Niveles de vibración permitidos en estructuras cercanas y así predecir el control de vibración.

- Fragmentación requerida

Para obtener una fragmentación uniforme, se requiere la producción constante de continuas caras libres durante el proceso de la voladura. Para obtener una óptima fragmentación en roca masiva, se debe detonar un retardo por taladro, donde dichos períodos, se sugiere espaciar los tiempos en 30 ms como mínimo, con un factor de energía de 215 Kcal/T.

- Desplazamiento del material

La dirección del desplazamiento depende del paso de menor resistencia de la energía del explosivo en trayectoria.

Diseñar adecuadamente el Proyecto de Voladura, en donde la secuencia de tiempos puede controlar la dirección y apilamiento del material disparado.

Retardos cortos (menor de 25 ms) entre taladros de una misma fila, reduce la fragmentación pero mejora el desplazamiento; retardos largos (mayores de 100 ms) maximizan el desplazamiento del material.

- **Control de taludes**

- Tiempos muy cortos entre taladros de una misma fila ocasiona sobre quiebre (over break).
- Tiempos muy cortos entre líneas (menores de 35 ms) ocasionan sobre quiebre (back break) por sobre confinamiento.

- **Geología**

La masa rocosa altamente fracturada, permite el escape de los gases de los explosivos en todas direcciones, incrementando el potencial de corte; en este caso los tiempos entre líneas deben estar por debajo de los 12 ms por metro de burden.

En masas rocosas suaves, requerimos de más tiempo para un mejor desplazamiento del material y un mejor control del over break.

- **Condiciones de Agua**

Los taladros saturados de agua, transmiten hidro-presión, lo que produce el desacople de la carga explosiva o incremento de la densidad hasta el punto donde ya no puede iniciarse.

Todo lo mencionado arriba está en función al perfil del material que se desea obtener y al equipo de excavación con que cuenta la mina.

c) Diseño básico de tiempos

El diseño de tiempos de retardos, tanto los de superficie como los de interior de taladro, determina las secuencias que sirven para controlar los niveles de vibración, los mecanismos de rotura de la roca, la dirección, el perfil del material, la sobre excavación, y el desplazamiento que puede ser dirigido en diferentes direcciones de acuerdo a los fines deseados.

Tabla N° 1.2: Tiempos en función al burden y tipo de roca

Tipo de Roca	Burden de alivio Milisegundos por metro (ms/m)
Suave	20
Media	15
Dura	10

- Cálculo del retardo en superficie: (RS):

$$RS = B \times TR \quad \text{Ecuación N° 1.13}$$

- Cálculo del retardo de interior: (RI):

$$RI = 5 \times RS \quad \text{Ecuación N° 1.14}$$

1.1.2.8 Sistema de Iniciación Electrónica

El avance tecnológico en los sistemas de iniciación en voladura, nos permite trasladarnos desde el sistema convencional, hasta el moderno y preciso sistema de iniciación electrónica, mediante el cual, podemos controlar la energía liberada en un disparo, optimizando la fragmentación y disminuyendo el daño a las paredes del pit, mediante un control de vibraciones.

a) Detonador Electrónico

Este detonador puede ser programable entre 0 a 15000 milisegundos, con un incremento de 1 milisegundo dando oportunidad a un amplio manejo de tiempos de amarre; contando con una exactitud del retardo programado de +/- 0.1% ms. Esto garantiza no tener traslape, que tiene la directa relación con la probabilidad de acoplamiento de las ondas de choque producidas por cargas detonadas simultáneamente.

El detonador electrónico cuenta con un número de identificación único de fábrica el cual permite tener registrado a cada detonador. Se realiza la comunicación Bi-direccional entre el control del equipo y el detonador.

b) Logger (Programador de Retardos)

- Este dispositivo portátil que verifica el estado del detonador.
- Lee y describe el ID (identificación) del detonador en la memoria.
- Asigna tiempos de detonación.
- Chequea automáticamente el detonador y el cable, mediante un tes de continuidad de línea.
- Cada Logger tiene capacidad de registrar 200 detonadores.
- Es inherentemente seguro, tiene 5 voltios de salida.

c) Blaster (Sistema de Iniciación de Alta Seguridad)

- Este equipo realiza un auto chequeo completo y automático de la funcionalidad del sistema y programación del detonador.
- Cuenta con una capacidad de 1600 detonadores (control de 8 logger con 200 detonadores por logger).
- Único con una llave de activación digital.
- Único con códigos de armado y fuego.
- Trabaja con un voltaje de salida de 24 voltios.

1.1.2.9 Dispersión de retardos

El coeficiente de dispersión indica cuan disperso están los datos obtenidos respecto al tiempo de la muestra (\bar{x}), indicando la precisión de ellos, entendiendo por precisión cuan agrupados o alejados están los con respecto a su valor medio. La medición del coeficiente de dispersión en mina se realiza periódicamente con el uso de cámara de alta velocidad.

$$D = \frac{\sigma}{\bar{X}} * 100$$

Donde:

σ : Desviación estándar obtenida
 \bar{X} : Tiempo Medio obtenido

Ecuación N° 1.15.

1.1.3 Situación Problemática

En la actualidad en la mina existe el problema con conseguir optimizar la fragmentación de la roca (brecha con yeso, diorita con yeso); rocas que se encuentran en la zona de mineral y a la vez son de dureza de media a dura para la voladura, y se tenía como resultado de fragmentación un P_{80} de 23 a 30 cm, debido que en la parte del taco la fragmentación de la roca se presentaba con mayor tamaño (bolonería), además que existía el problema de incrementar la producción al observar que no se cumplía con el llenado de la pila de intermedios que se encuentra en la planta chancadora, es debido a todo esto que se busca optimizar la fragmentación en la voladura en zona de mineral.

1.1.4 Planteamiento del problema

¿Cómo se optimizara la fragmentación de la roca en la zona de mineral, y poder garantizar una mayor eficiencia en la operación minera y en el chancado de mineral?

1.1.5 Planteamiento de hipótesis

Aplicando la doble iniciación electrónica se optimizara la fragmentación de la roca en la zona de mineral sobre todo en la parte del taco del taladro, reduciendo el P_{80} y garantizando que el ciclo de minado sea eficiente y lograr una mayor producción de mineral en planta.

1.1.6 Justificación del proyecto

Es importante la realización de la aplicación de la doble iniciación electrónica para optimizar la fragmentación de las rocas diorita y brecha con yeso en la zona de mineral, ya que es una técnica nueva de diseño de carguío en el taladro, y se va a demostrar que es necesario el uso de la doble prima en el taladro colocándose en determinadas distancias en el taladro y así aprovechar la colisión de energías que va a producir ambas primas al detonar simultáneamente gracias a los detonadores electrónicos que tienen una dispersión de 0% y también poder fracturar la roca tanto en el fondo del taladro como en la parte superior del taco, y por lo tanto optimizar la fragmentación en la roca, reduciendo el P_{80} , y

mejorando en el tiempo del ciclo de carguío e incrementando la producción de mineral en la planta.

1.1.7 Objetivos del proyecto de tesis

Objetivo general.- Optimizar la fragmentación de las rocas (brecha y diorita con yeso) en la zona de mineral aplicando la doble iniciación electrónica.

Objetivos específicos.- Tenemos los siguientes:

- Mejorar el diseño en el carguío aplicando la doble iniciación electrónica colocando los iniciadores a una cierta distancia adecuada en la parte superior, como en la parte del fondo del taladro para obtener un mejor aprovechamiento de colisión de energía al ser detonados las primas simultáneamente.
- Mejorar el diseño de la malla (el burden y el espaciamiento) de acuerdo a la geología y las propiedades del macizo rocoso.
- Analizar los resultados de voladura tanto en análisis granulométricos como en los tiempos de minado de las palas, para las voladuras realizadas con la doble iniciación electrónica.
- Realizar un comparativo con las voladuras realizadas anteriormente con el diseño de carguío de iniciación simple y la aplicación de la doble iniciación electrónica.
- Verificar los rendimientos y costos en el proceso de la operación mina y en la conminución de mineral, como consecuencia de las voladuras que han usado doble iniciación electrónica.

1.1.8 Metodología y procedimiento

Para los logros satisfactorios de los objetivos propuestos, el presente Proyecto de Investigación: Tesis, se desarrollará de acuerdo a las normas de los métodos;

Descriptivos, porque se está mencionando todas las formas de trabajo a desarrollarse antes y durante del proyecto;

Explorativos, porque se está desarrollando una nueva forma de diseño de carguío para llegar a nuestro objetivo el de optimizar la fragmentación en la zona de mineral con la doble iniciación electrónica, y

Comparativos, porque se está realizando comparaciones con otras formas de trabajo ya estandarizadas, para analizar resultados y observar las mejoras que se están obteniendo.

CAPITULO II

GENERALIDADES

2.1 INFORMACIÓN BÁSICA DE LA MINA

2.1.1 Ámbito de estudio

- Minería a Tajo Abierto

2.1.2 Ubicación y accesos

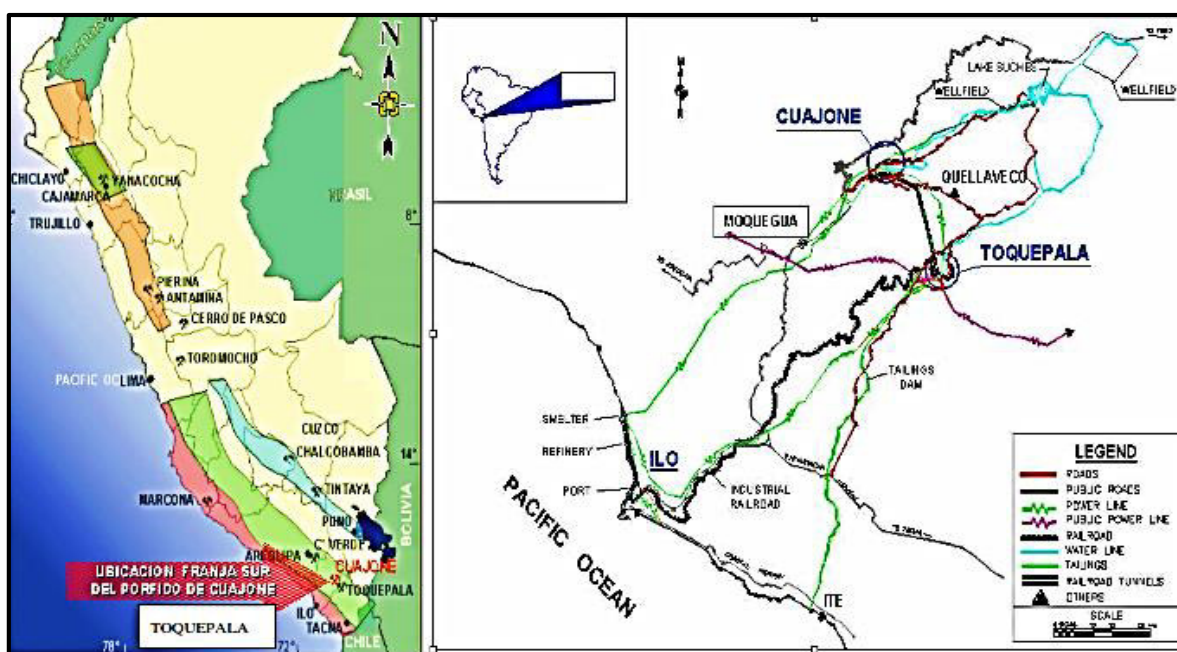
El yacimiento cuprífero de Toquepala, área de producción Toquepala, se encuentra ubicado en el flanco Sur Oeste de la Cordillera Occidental de los Andes Peruanos. Políticamente pertenece al Distrito de Ilabaya, Provincia de Jorge Basadre y Departamento de Tacna. Se encuentra ubicado en las siguientes coordenadas geográficas:

- 17°13' Latitud Sur.
- 70°36' Longitud Oeste.

El área de producción de Toquepala, es accesible por vía terrestre por medio de la Carretera Panamericana Sur, por el punto denominado Camiara, de donde parte una carretera afirmada de aproximadamente 72 km. de distancia, la cual llega a la mina y por ende a su campamento. Las distancias promedios con las ciudades más importantes son:

Lima	: 1035 km.
Arequipa	: 435 km.
Tacna	: 192 km.
Moquegua	: 130 Km.

Figura N° 2.1. Ubicación de franja sur del pórfido de Toquepala



2.1.3 Topografía y fisiografía

El área se emplaza en el flanco Occidental de la Cordillera de los Andes, en su sector meridional, el relieve del área se presenta de forma bastante irregular con una topografía muy accidentada.

La altitud máxima de la zona es de 3,675 m.s.n.m. y la mínima es de 3125 m.s.n.m., de acuerdo con la división que hizo el Dr. Pulgar Vidal (1948), esta zona se ubicaría dentro de la región Quechua.

Se distingue un drenaje dendrítico o arborescente, el cual está controlado por la naturaleza de las rocas subyacentes, dando como un resultado un relieve topográfico variado.

El drenaje de la zona se encuentra presentado por los cursos de las quebradas principales y secundarias que las atraviesan; que temporalmente, constituyen cursos de agua.

2.1.4 Clima

En la mina Toquepala, se puede apreciar un clima característico de las zonas altas, seco en la mayor parte del año, y con escasas lluvias entre los meses de Enero a Marzo, pero con abundante presencia de neblinas.

El efecto de insolación, es bastante notorio en las últimas horas de la mañana hasta la mitad de la tarde. El promedio de precipitación registrado durante los últimos años es de 8mm, con una temperatura máxima de 17°C, y una mínima de 3°C.

2.1.5 Vegetación

En cuanto a vegetación, se observa que es escasa, alrededor del tajo, se pueden encontrar plantas silvestres como cactus y otras de su especie, en épocas de lluvias, se desarrollan pequeños arbustos, por lo general en los lugares más abrigados. En época de invierno, existe una total ausencia de vegetación, ello, debido a la aridez y rocosidad del terreno.

2.1.6 Recursos

En la zona, donde se ubica el área de producción de Toquepala, se encuentran cantidad de recursos minerales con contenido de cobre, localizándose prospecciones y exploraciones, tal es el caso de Quellaveco.

En esta zona, no se encuentra otro tipo de recursos. Es escaso el recurso hídrico, energético e inclusive humano, por la aridez de la zona.

El recurso humano calificado, procede tanto de las ciudades vecinas, como de la capital y el extranjero. El recurso humano no calificado, procede de departamentos vecinos, tales como Puno, Moquegua, Arequipa, y del mismo Tacna.

2.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Dadas las dimensiones de los depósitos mineralizados, características geotécnicas del macizo rocoso y su proximidad a la superficie; el método de explotación seleccionado en la mina Toquepala es el de Tajo Abierto Mecanizado. El tajo Toquepala, es uno de los

más antiguos, y el de mayor dimensión en el Perú, actualmente el Nivel superior de explotación, se encuentra en la cota 3550 m.s.n.m., y el más bajo en la cota 2770 m.s.n.m.

2.3 PLANEAMIENTO DE MINADO

La mina Toquepala, tanto para su planeamiento a corto, mediano y larga plazo, hace el uso del software MineSight (Sistema de Diseño y Evaluación de Minerales), el mismo que trabaja con datos no elaborados de origen estándar (sondajes, muestreos, taladros de voladura. Etc.) y extender esta información hasta el punto de derivarse a un programa de producción. Los datos y las operaciones sobre los mismos son:

- Operaciones con datos de sondaje.
- Operaciones con datos digitalizados.
- Operaciones con compuestos.
- Operaciones de modelamiento.
- Diseño económico de un pit.
- Evaluación de un pit.
- Programa de producción.

2.3.1 Ley de corte (Cut off)

La mina, opera con una ley de corte de cobre de 0.39%, en el siguiente cuadro, podemos apreciar las leyes de Cobre y Molibdeno por tipo de roca.

Tabla N° 2.1. Ley promedio de Cu y Mo, por tipo de roca

Tipo de Roca	% de Cu	% de Molibdeno
Diorita Argilizada	0.44	0.01
Dacita Porfírica Argilizada	0.56	0.02
Dacita Porfírica Silicificada	0.78	0.03
Dacita Porfírica con Yeso Anhidrita	0.61	0.03
Brecha Argilizada	0.90	0.04
Brecha Silicificada	1.54	0.04
Brecha Silicificada con Turmalina	0.69	0.03
Brecha Silicificada con Turmalina y Yeso	1.07	0.08
Pebble Brecha Argilizada	0.91	0.02
Pebble Brecha Silicificada	0.62	0.03
Otros	0.66	0.00
Promedios Ponderados	0.72	0.03

2.3.2 Relación de desbroce

La Mina, trabaja con un radio de desbroce máximo de 1.8, es decir, que para mover una tonelada de mineral, se tiene que mover o extraer 8.0 toneladas de desmonte o material lixiviable, los radios de desbroce, variarán según las leyes de mineral y el tonelaje planificado por año, así también depende del precio del cobre que en esos momentos rige, lo cual hace de que este parámetro sea variable.

2.3.3 Sistema de control de leyes

El sistema de control de leyes en la Mina, comprende una serie de secuencias, las mismas que tienen un punto de inicio a partir de los datos de campo, básicamente el propósito es de clasificar el material disparado de acuerdo a su valor económico y luego tomar decisiones con respecto a su destino. Los datos obtenidos del campo están basados en información de leyes de taladros de voladura (blast holes) e información de coordenadas de dichos taladros.

2.3.4 Programa de producción

Viene a ser el plan de producción a corto, mediano y largo plazo, los parámetros básicos para este programa son: capacidad de la mina, leyes de corte, relación de desbroce, y otros. A partir de estos datos, se elabora el siguiente programa de producción.

- Producción por día: 500,000 TM.
- Horas trabajadas por día: 22.
- Días trabajados por mes: 30.
- Meses trabajados por año: 12.

2.3.5 Diseño de Open Pit

Dadas la geometría y características del depósito, el pit se ha diseñado usando la técnica de “Cono Flotante” (Lerchs - Grossman). Se ha modelado el cuerpo mineral en el software MineSight, a través del cual se ha determinado los siguientes parámetros de diseño:

- Ángulo de cara de banco: 65°.
- Altura de banco de 15 m.
- Ancho de bermas o banquetas de 8.5 m
- Ancho de rampa: 36 m.
- Pendiente de rampas: de 8%.

Los parámetros adicionales de diseño para cada uno de los tajos son presentados a continuación:

- Banco más alto: 3550 m.s.n.m.
- Banco más bajo: 2770 m.s.n.m.

2.4 OPERACIONES UNITARIAS

El desarrollo integral de las Operaciones Unitarias de la Mina (perforación, voladura, carguío y acarreo) todas ellas, se desarrollan, teniendo presente los procedimientos de trabajo, los cuales implican, efectuar un trabajo con todos los estándares de Seguridad y Productividad.

2.4.1 Perforación

El primer paso del minado consiste en efectuar hoyos donde se aloja el explosivo, estos huecos se realizan a través de una flota de perforadoras de diferentes marcas y modelos. Es importante efectuar esta operación con la mayor exactitud del caso, en lo que respecta a profundidad, coordenada exacta, paralelismo y perpendicularidad, todo esto repercutirá en la obtención de una fragmentación requerida y control en las paredes finales del tajo.

a. Perforación para Producción.- Los parámetros de perforación, están diseñados en función a las características geomecánicas y estructurales de los macizos rocosos:

- Diámetro de perforación: 11 Pulgadas
- Malla de perforación: Patrón triangular equilátero de 6.5 m a 12 m.
- Longitud de perforación: 15 m
- Sobre perforación: de 1.5 a 2.0 m

b. Perforación para Pre corte.- Los parámetros de perforación, están diseñados en función a las características geomecánicas y estructurales de los macizos rocosos:

- Diámetro de perforación: 5.0 Pulgadas
- Espaciamiento de taladros: de 1.5 m a 2.0 m.
- Longitud de perforación: 16 m
- Inclinación: de 65° a 80°

Figura N° 2.2. Perforadora Bucyrus Erie 49RIII



2.4.2 Voladura

Operación que se encarga del proceso de fragmentación del macizo rocoso, y obtención de taludes estables para un minado productivo. Consiste en el carguío mecanizado (camión fábrica) de taladros con explosivos (ANFO y HEAVY-ANFO) según sea el caso.

Todas las voladuras se realizan con un diseño previo en lo que se refiere a malla de perforación, columna explosiva, secuencia de detonación y otros tanto para el mineral como para el desmonte, siempre teniendo en cuenta el control del factor de carga, control de vibraciones, fly-rock y el costo por tonelada removida.

Más adelante estaremos explicando con detalle, el proceso de detonación de una voladura, sus consideraciones técnicas de diseño y parámetros que debemos tener presente para efectuarla.

2.4.3 Carguío

Operación Unitaria conformada por una flota de Palas y Cargadores frontales, encargados de abastecer material (mineral o desmonte) a los equipos de acarreo.

2.4.4 Acarreo

Operación destinada al transporte de material (mineral y desmante) a los diferentes destinos de la mina como tolvas de mineral, botaderos de material lixiviable y botaderos de desmante.

Figura N° 2.3. Operación de Carguío y Acarreo de Material



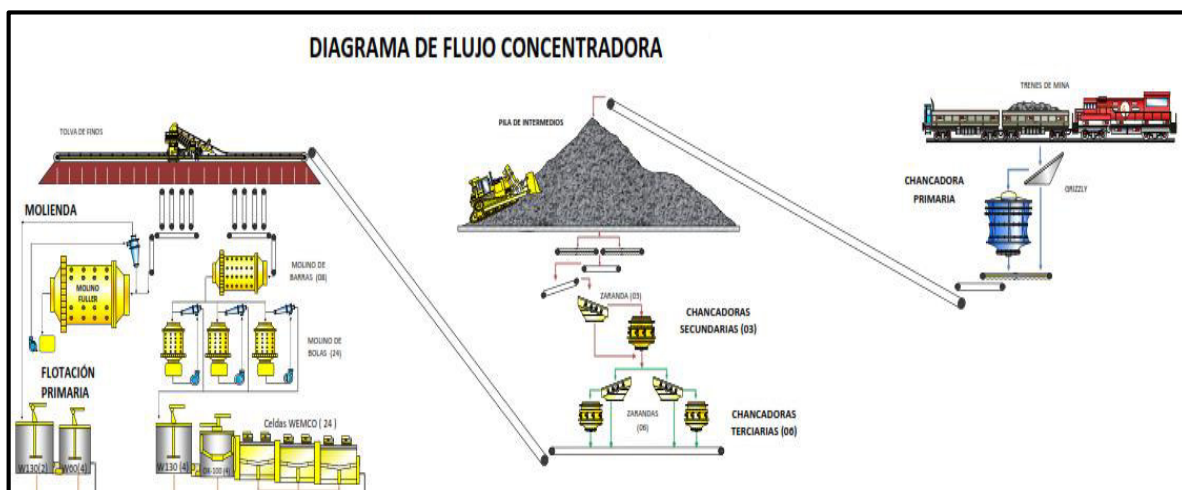
2.4.5 Equipo auxiliar

Está conformado por diferentes equipos, los cuales sirven para efectuar los trabajos de desarrollo y construcción, está conformado de la siguiente manera:

2.4.6 Chancado

Planta de Beneficio “Concentradora Toquepala”, con capacidad de molienda de 60,000 Toneladas Métricas por día, la misma que en su circuito.

Figura N° 2.4. Flow sheet de planta concentradora



2.4.7 Depósitos lixiviables

La Planta de Depósitos Lixiviables, ha sido diseñada para apilamiento de mineral de baja ley, este mineral es previamente chancado y depositado a través de fajas transportadoras de acuerdo a un perfil topográfico, una vez almacenado este mineral, se procede a su lixiviación, ésta planta, tiene una capacidad de chancado y transporte de 140000 TM por día.

CAPÍTULO III

GEOLOGÍA

3.1 GEOMORFOLOGÍA

3.1.1 Procesos geomórficos

Contribuyeron en el modelado del relieve:

a. Intemperismo.- La descomposición o la desintegración de la roca in situ son notorias en la Diorita debido a los cambios bruscos de temperatura.

b. Erosión.- La acción pluvial se encuentra relativamente estacionaria debido a que las lluvias son poco perceptibles, en cambio los efectos del viento se realiza con mayor dinamismo, dando como resultado el desgaste uniforme de las rocas expuestas.

c. Vulcanismo.- El movimiento de magmas hacia la superficie terrestre se produjo hace 75 millones de años en todo el sur del Perú. En el área, este acontecimiento volcánico está determinado por la presencia de rocas volcánicas del grupo Toquepala.

d. Orogénesis.- esta manifestada por la formación de montañas representada por la apófisis del batolito andino (Diorita) e intrusiones pequeñas debido a la formación de la cordillera de los andes.

3.2 GEOLOGÍA GENERAL

El depósito está situado en un terreno que fue sometido a intensa actividad ígnea, incluyendo una gran variedad de fenómenos eruptivos, esta actividad produjo enormes cantidades de material volcánico, el cual se acumuló en una serie de mantos de lava volcánica, hasta completar un espesor de 1500 m constituyendo el basamento regional, el mismo que está compuesto por derrames alternados de riolitas, andesitas y

aglomerados, inclinados ligeramente hacia el Oeste y que constituyen el llamado “Grupo Toquepala”.

Posteriormente, la actividad ígnea fue principalmente intrusiva y produjo grandes masas de roca en fusión que instruyeron, rompiendo y fundiendo las lavas enfriadas del “Grupo Toquepala”. Estas rocas intrusivas constituyen apófisis del batolito andino que fueron emplazadas en diferentes etapas. Debido a que provinieron de un magma de composición química variable, resultaron diferentes tipos de rocas por diferenciación (dioritas, dacita porfirítico, etc.).

La actividad tectónica regional, está relacionada a la formación de la Cordillera de los Andes, estructuralmente representada en el área de Toquepala por la Falla Micalaco y por el Alineamiento Toquepala. La intersección de estas dos fallas está ubicada en el área de la mina.

Posteriormente, soluciones hidrotermales de alta temperatura, resultado de un estado de diferenciación magmática, fluyeron a través de las rocas existentes, destruyendo y alterando su composición química, haciéndolas más permeables.

Estas soluciones favorecidas por un intemperismo preexistente produjeron la alteración y mineralización primaria.

Los diferentes eventos intrusivos de Dacita Porfirítica dieron origen a un sistema de estructura de Brechas (Brecha Pipe mineralizada), y Brechas de colapso, parcialmente mineralizada.

Un evento ígneo tardío tuvo lugar inmediatamente al norte del yacimiento, caracterizado por actividad eruptiva explosiva e hidrotermal, constituido por una diatrema que fue rellenada por los fragmentos de rocas preexistentes y un magma de composición dacítica, por lo que se le denomina Pórfido de Dacita Aglomerado. Cerrando el ciclo de actividad intrusiva ocurrieron Diques de Latita Porfirítica y de Dacita que se emplazaron a lo largo del Alineamiento Toquepala, y atravesaron todas las rocas existentes.

Esta actividad intrusiva - volcánica fue seguida por sucesivos estados de intensa erosión, asociados a variaciones del nivel de agua que contribuyeron en la lixiviación de la parte superior de la zona mineralizada (Leach Capping), dando como resultado una concentración de Cobre en profundidad (Zona de Enriquecimiento Secundario). Todos estos eventos son responsables de la superficie expuesta actual. La edad medida para el Depósito de Toquepala está alrededor de los 58 a 52 millones de años.

3.3 GEOLOGÍA REGIONAL

La mina Toquepala, está situada en la región que pertenece a la faja sísmica de los Andes Sur Occidentales del Perú; que se caracteriza por haber soportado una intensa actividad eruptiva, cuyos remanentes son una serie de conos volcánicos, luego intrusivos posteriores del batolito andino, de composición ácida a intermedia que han afectado a las rocas encajonantes. Posteriormente una erosión, provocó la formación de una superficie irregular la que fue rellenada por flujos volcánicos recientes. Las edades varían desde el cretáceo superior al reciente.

Resumiendo, se puede indicar que las unidades litológicas presentes, incluyen rocas de orígenes volcánicos e intrusivos.

3.3.1 Rocas volcánicas

Grupo Toquepala.- Consiste en una gran secuencia de rocas volcánicas, donde predominan los derrames intercalados de riolitas y andesitas. Forman el basamento regional y tienen una potencia de varios millones de metros, se calcula que pertenece al Cretáceo Superior y Terciario Inferior. La diferencia entre los volcánicos, es la interrelación de tufos y aglomerados que se presentan en alguna formación, así como diferentes colores y texturas.

Rocas Intrusivas.- Compuesta por apófisis stocks del batolito andino que compone la Cordillera Sur Occidental de los Andes. Dentro de ellos destacan la diorita, latita, granodiorita, dacita, monzonita cuarcífera, andesita intrusiva, aglomerado de dacita, formaciones de brechas angulares, brechas de guijarros, y finalmente los diques de formación tubular de latita monzonita.

Es destacable que la diorita y la granodiorita, son los cuerpos más extensos, éstas forman parte del cuerpo mineralizado de la mina, generalmente, es una roca de grano medio a fino, de colores que varían de gris a rosado verdoso, otra roca importante dentro de la región, es el granito, que generalmente es de grano medio a grueso y de color rojizo a rosáceo.

3.3.2 Alteraciones

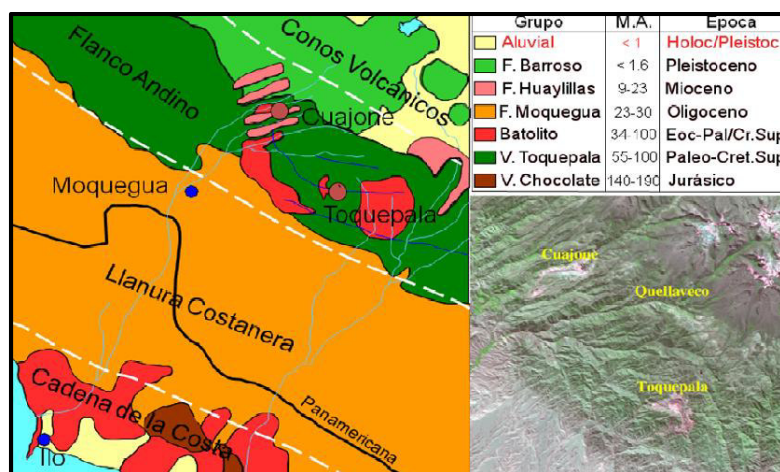
Muestra las cuatro alteraciones más comunes:

- Alteración Propilítica (Epidota, Calcita, Pirita, Clorita).
- Alteración Argílica (Cuarzo - Arcillas).
- Alteración Fílica (Cuarzo, Sericita y Pirita).
- Alteración Fílica Potásica (Cuarzo - Sericita, Biotita, Feldespato Alcalino).

La zona de alteración abarca un área más grande que el cuerpo mineralizado. Todo el basamento y las rocas intrusivas han sido alterados, excepto los diques de última generación.

Alteración Silíceea ocurre principalmente en el Cuarzo Porfírico Quellaveco en el Pórfido de Dacita Porfírica.

Figura N° 3.1. Geología regional de la Mina



3.4 GEOLOGÍA LOCAL

En el área se establece la presencia de rocas volcánicas de edad Cretáceo Superior y Terciario Inferior, pertenecientes al grupo Toquepala, Formación Quellaveco, Series Toquepala y Alta respectivamente, las mismas que consisten en derrames alternados de riolitas, andesitas y aglomerados, diferenciándose entre sí, por sus características estratigráficas y petrográficas particulares.

3.4.1 Rocas Extrusivas o Volcánicas

Formación Quellaveco.- Comprende cinco miembros de los cuales afloran en la mina Toquepala, solo tres:

a) Pórfido Cuarcifero Quellaveco.- Derrames macizos de riolita, de color blanco en superficies frescas y gris blanquecino a blanco amarillento cuando esta alterado, presenta granos de cuarzo de forma redondeada. Presenta características similares al Pórfido Cuarcifero Toquepala; pudiendo diferenciar por el color grisáceo y por la ubicación estratigráfica.

b) Serie Toquepala.- Se subdivide en cuatro unidades las cuales son las siguientes:

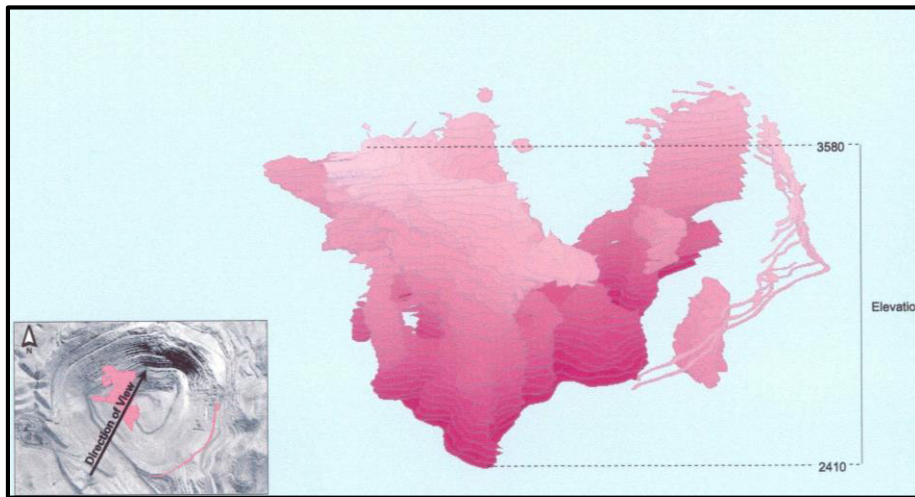
- **Dolerita Toquepala.-** Andesita, llamada Dolerita para diferenciarla de otras unidades y por presentar fenocristales de plagioclasas muy desarrollados; por el grado de cristalización es mesocristalina.
- **Pórfido Cuarcifero Toquepala.-** Unidad litológica que sobreyace a la Dolerita Toquepala e infrayace a la Andesita Toquepala con ligera discordancia. La característica principal es su color pardo rojizo, y su disyunción columnar en bloques rectangulares y romboédricos sin orientación predominante.
- **Andesita Toquepala.-** Unidad litológica que sobreyace al Pórfido Cuarcifero Toquepala, con una ligera discordancia. Esta intensamente alterada, donde a simple vista es posible distinguir pequeños cristales de plagioclasa alterados en una matriz afanítica.

- **Riolita Toquepala.-** Unidad superior de la Serie Toquepala, sobreyace a la Andesita Toquepala e infrayace a la primera unidad o piso de la Serie Alta con discordancia angular, riolita de color amarillento en superficie intemperizada y blanquecino en superficie fresca, es posible distinguir a simple vista, pequeños cristales de cuarzo, ortosa y plagioclasas.
- c) **Serie Alta.-** Serie que representa a otro miembro de la Formación Quellaveco y suprayace a la Serie Toquepala con discordancia angular, comprende tres unidades.
- **Alta Andesita.-** Unidad que corresponde al piso de la serie Alta, suprayace a las rocas de la Serie Toquepala con discordancia angular e infrayace a la Riolita Alta, presenta un color plomo oscuro, su fracturamiento es muy intenso por estar muy alterada.
 - **Alta Riolita.-** Unidad que suprayace a la andesita alta e infrayace al aglomerado (Serie Alta), en ambos casos con ligera discordancia, sus afloramientos se caracterizan por presentar una pseudo estratificación bastante regular con un rumbo predominante norte sur y un buzamiento casi horizontal con una ligera inclinación hacia el oeste.

Riolita aglomerádica, con cristales deformados de plagioclasa y ortoza, inclusiones de fragmentos de otras rocas, en una matriz afanítica, su color en superficie fresca e intemperizada es plomo claro, su consistencia es deleznable y terrosa.

- **Aglomerado Andesítico.-** Unidad superior de la serie alta que sobreyace a la riolita alta, representa el derrame más joven, se la reconoce por su color pardo rojizo y su ocurrencia en forma de bloques subredondeados.

Figura 3.2. Rocas Extrusivas o Volcánicas



3.4.2 Rocas Intrusivas

En el área se observa un stock de composición diorítico granodiorítico perteneciente al Batolito Andino que ha instruido a través del basamento de derrames.

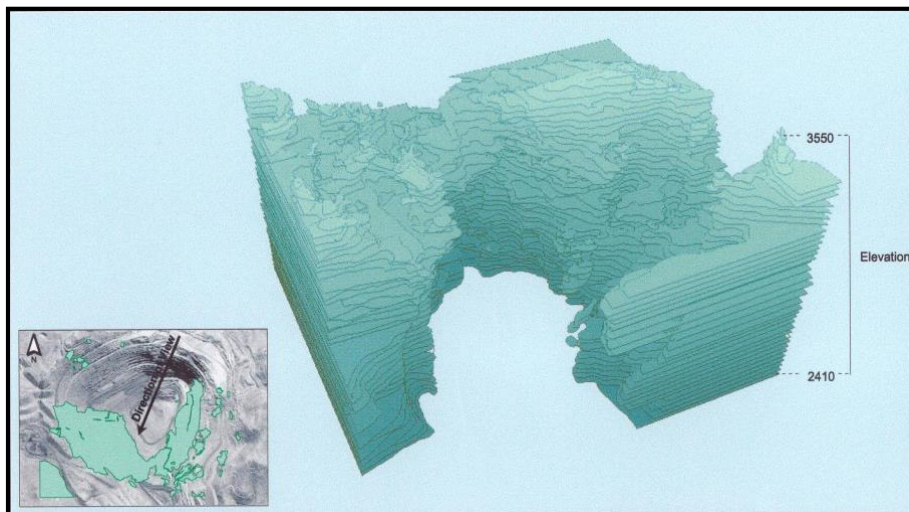
Diorita.- Es la roca intrusiva más antigua del área, de composición variable, tiene una cantidad muy apreciable de cuarzo en fenocristales subhedrales de 1 a 2 mm, plagioclasas como mineral principal y una textura granular en algunos casos y en otros de textura granular y cantidades poco perceptibles de cuarzo. A simple vista es una roca holocristalina, fanerítica de grano fino a medio, granos subhedrales, hipidiomórfica, por color leucócrata, se encuentra alterada a clorita y sericita.

Dacita Porfirítica.- De color pardo rosáceo en superficie intemperizada y gris claro en superficie fresca, a simple vista es una roca holocristalina, fanerítica, de grano fino a medio, como minerales principales, plagioclasa subhedral y cuarzo anhedral, minerales secundarios alterados, fractura concoidea, por color leucócrata.

Dacita Aglomerádica.- Textura y composición idéntica a la Dacita Porfirítica excepto por los fenocristales de cuarzo, el color varía de gris a gris verdoso, la textura varía de acuerdo a la alteración, no presenta una mineralización económica de calcopirita.

Latita Porfírica.- Fenocristales de ortoclasa en una matriz gris de grano fino, esta roca se presenta como diques cortando a los intrusivos, no presenta una mineralización importante.

Figura N° 3.3. Rocas Intrusivas



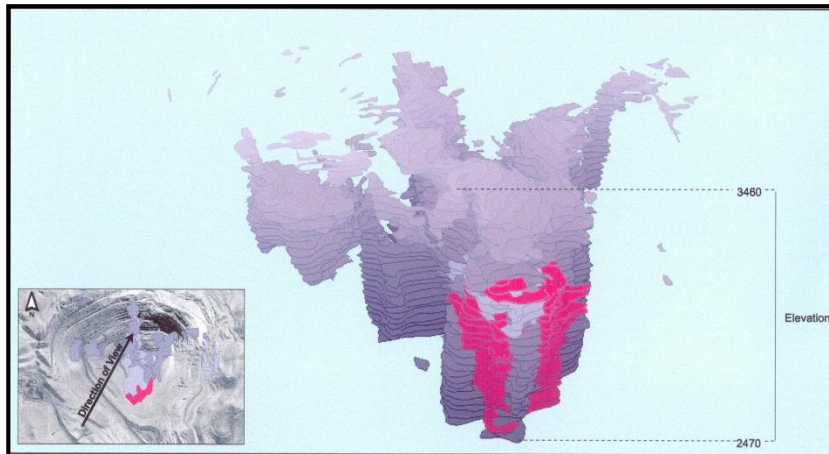
3.4.3 Brechas

Brecha Turmalina.- Formada por explosión, fracturamiento de la diorita, la Dacita Porfírica y deposición de Turmalina a través de las fracturas.

Brecha Angular.- Relacionadas a eventos explosivos, donde todos los fragmentos son angulares y están cementados por una mineralización de cuarzo, pirita, calcopirita, bornita, molibdenita; La alteración y mineralización de los fragmentos depende del tipo de roca.

Brecha de Guijarros.- Ocurre principalmente en chimeneas cortando a la Dacita aglomerádica en el área del cráter constituida por material de grano fino y fragmentos bien redondeados de diferentes tamaños.

Figura N° 3.4. Brechas



3.5 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

3.5.1 Fallas principales

En el área existen afloramientos nítidos de estas fallas afectando al stock de Diorita Granodiorita y rocas volcánicas, pero la más importante es la falla Incapuquio seguida de la falla Micalaco.

Falla Incapuquio.- Es la mayor estructura regional que se proyecta por el Sur de la Mina Toquepala, esta falla evidencia el tectonismo en el Sur del Perú. Aflora en toda la región en el Oeste con un espesor de 100 metros, presentando zonas de panizo, brechas y un intenso fracturamiento.

Falla Micalaco.- Esta estructura regional localizada en la zona central del lado oeste y parte inferior oeste con una orientación promedio de N 56° 0 y un buzamiento subvertical tiene un recorrido rectilíneo; regionalmente tiene una longitud de 21 Km. Presentando una ancha zona de cizallamiento entre 200 y 250 m. Acompañado de fracturamiento y brechamiento, la mayor parte del movimiento de esta estructura ha tenido lugar posiblemente, durante el Terciario Inferior.

Sistema de falla y venillas Yarito.- Presenta un fuerte sistema de vetillos Este - Noreste y cruza parte del Tajo, esta estructura es una compleja serie de subfallas paralelas. Muchas de estas innumerables estructuras pasan por la parte alta de la mina; esta falla corta la Diorita en los bancos del lado Este del Tajo

3.5.2 Otras estructuras

Diaclasamiento.- Estos son planos divisorios o superficies que dividen a las rocas y a lo largo de las cuales no hubo movimientos visibles paralelos a las superficies de fractura.

Brechamiento.- Son cuerpos de diferentes formas y dimensiones (Diques y pequeños afloramientos); Estas, posiblemente han sido originadas por procesos ubicados entre las últimas manifestaciones hidrotermales.

3.6 GEOLOGÍA ECONÓMICA

3.6.1 Génesis del Yacimiento

Es de tipo denominado pórfido de cobre y molibdeno. La teoría de deposición del mineral de origen hidrotermal, las específicamente mesotermiales, se funde en tres factores principales:

- a) Una fuente de soluciones minerales.
- b) La existencia de canales por los cuales fluyen estas soluciones.
- c) La existencia de espacios para la deposición del mineral y ganga.

En el primer factor se estudia la geoquímica de la diferenciación magmática a la que se supone asociadas las soluciones minerales y los efectos que ésta produce en las rocas que atraviesa. Estos aspectos se tratan en la mineralización.

Los factores (b) y (c) se refieren a la estructura en sí y su probable origen, aspectos a los que se dio referencia anteriormente.

En este tipo de depósitos la brechación ocurre principalmente por la caída de fragmentos del techo de la cámara magmática, ocasionado por la reducción de volumen debido a la corrosión ocasionada por los líquidos hidrotermales. En estos tipos la acción volcánica, generalmente está ausente, y si ella hubiere estado presente, no muestra una mayor relación con las chimeneas de brecha. Los yacimientos mesotermiales se forman a

temperaturas y presiones moderadas. Según la clasificación de Lindgren, las menas se depositan alrededor de 200° a 300° C a partir de soluciones que probablemente tienen al menos una ligera conexión con la superficie.

3.6.2 Mineralización

En la descripción de la mineralización de los pórfidos de cobre, invariablemente ha de referirse a ella como constituida por el relleno y reemplazamiento de angostas vetillas y la diseminación de sulfuros en todo el cuerpo mineralizado, el que a su vez es denominado chimenea de la brecha (breccia pipe). En consecuencia es condición necesaria para que un depósito sea clasificado como tal, la existencia de una profusa fracturación. Este fracturamiento y la mayor o menor rotación o movimiento de los fragmentos así fracturados determinan la existencia de los diferentes tipos de brechas, a las que invariablemente está relacionada toda chimenea de brecha.

En Toquepala el área mineralizada está restringida a la zona de mayor fracturamiento, brechamiento y alteración; los límites laterales y de profundidad del cuerpo mineralizado están controlados estructuralmente por el grado de brechamiento tipo “stock work” de la roca encajonante.

Zona Primaria.- El mineral hipógeno está conformado por calcopirita, pirita, molibdenita y trazas de bornita, y galena.

En Toquepala, una mineralización temprana ocurrió con cuarzo turmalina con menos sulfuros y menos cuarzo turmalina. La deposición de anhidrita ocurrió con la mineralización primaria y probablemente fue fijado más azufre como sulfato en la anhidrita que en los sulfuros.

Zona Enriquecida.- El límite superior fue una superficie ondulada casi horizontal y directamente en contacto con material lixiviado. La superficie superior es irregular, en la parte central el máximo espesor fue de 150m y de unos pocos metros en los márgenes.

El mineral predominante es la calcosita densa, existiendo también la variedad pulverulenta denominada “Sooty calcosita”. Trazas de covelina y digenita, mayormente distribuidas en la brecha angular donde hubo zonas de mayor espesor de mineral

primario, los minerales están asociados como calcosita calcopirita - pirita y calcocita - pirita.

Zonas de Óxidos.- Pequeñas cantidades de silicatos de cobre existieron en los afloramientos iniciales, pero no constituyeron mena. Los principales minerales fueron la malaquita, crisocola, cuprita y otros de menos importancia.

Zona de Lixiviación.- La cubierta original fue compuesta de material de lixiviación con espesores que varían desde unos metros hasta 300mm. Los minerales son limoníticos principalmente hematina, gohetita y jarosita.

3.7 RESERVAS

Todo lo que se refiere a reservas es manejado por los departamentos de Ingeniería y Geología. Considerando el rediseño del tajo, que se está efectuando, debido al efecto negativo de la denominada falla XV que ha creado inestabilidad en la pared final del tajo. Se estima que en los últimos años, se irá incrementando el tonelaje de mineral extraído y se reducirá el desmonte. Las reservas de mineral son muy sensibles a la variación del precio del cobre en el mercado internacional, ya que la ley de cobre es la calculada en función a este precio. En el siguiente cuadro, se aprecia el contenido metálico por tipo de roca.

Tabla N° 3.1. Contenido de Reservas De Mineral Por Tipo De Roca

TIPO DE ROCA	RESERVAS (%)	CU (%)	OBSERVACIONES
Brecha Angular	51	0.90	Reconocido desde el Nivel 3400 al 2200
Diorita	22	0.57	Roca Caja de dimensiones regional
Dacita Porfirítica	17	0.58	Apófisis de diferenciación magmática
Otras Rocas	10	0.45	Volcánicos, Pebble brecha e Intrusivos de baja ley

Las evidencias de recurso mineral adicional, está basado por los siguientes aspectos:

- Geometría del cuerpo mineral $\geq 0.4\%$ Cu.
- Comportamiento vertical de la Ley de Cu.
- Espaciamiento de taladros.

- Variables geológicas

Tabla N° 3.2. Diámetro del Cuerpo Mineral ≥ 0.40 Cu

CONDICIÓN	NIVEL	Ø Norte	Ø Este	Ø Promedio	Observaciones
Explorado	3200	985	1,086	1,036	Minado
	3100	1,010	900	955	
	3000	938	892	915	
	2900	967	887	927	Parcial Minado
	2800	1,010	1,100	1,055	Sin Minar
	2700	1,125	1,161	1,143	
	2600	1,063	1,200	1,131	
	2500	1,012	1,086	1,049	
	2400	996	955	976	
Parcialmente explorado	2300	1,011	1,030	1,021	
	2200				
Sin Explorar	2100 a Menos	?	?		
Diámetro Cuerpo Mineral ≥ 0.40 Cu		1,012	1,030	1,021	

Dentro de las variables geológicas, que evidencian los contenidos de cobre en las rocas, tenemos:

- Los 3 tipos de roca persisten en profundidad, Diorita, Dacita y Brecha, no cambian
- La mineralización se mantiene diseminada en la Dacita, Diorita y relleno de cavidades en la Brecha, es primaria del Tipo Calcopirita.
- La alteración hidrotermal se mantiene favorable para la mineralización, es del tipo fílica con presencia de Biotita y Ortosa en menor proporción respecto a la Sericita y el Cuarzo.

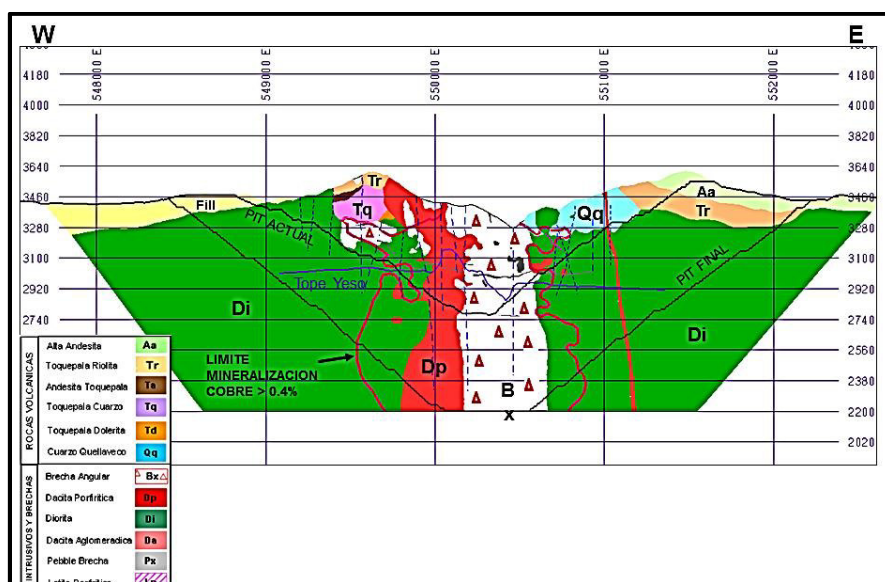
De acuerdo al estudio de reservas, se llegan a las siguientes conclusiones:

El fondo de mineral de Toquepala aún no ha sido determinado, pero ya se ha reportado 2,860 MT. Con 0.74% de Cu. Entre mineral extraído, reserva actual y recurso geológico; Existen considerables indicios de un apreciable tonelaje de mineral primario con valor comercial que existen debajo de la zona explorada. La mineralización de cobre

a un Cut off $\geq 0.4\%$ tiene forma de un gran cilindro con un diámetro de 1 Km. por una profundidad de 1 Km.; este cuerpo mineral de geometría vertical y consistencia geológica homogénea debería continuar profundizando lo cual requerirá perforación de alta profundidad.

El volumen de recurso mineral existente en Toquepala ha conducido a realizar nuevos cálculos y simulaciones económicas, utilizando un precio de Libra conservador, que permitirá incrementar sustancialmente las reservas de mineral y por ende la vida de la mina.

Figura N° 3.5. Sección Geológica Vertical Central Deposito Toquepala



CAPITULO IV

PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO

4.1 CARACTERÍSTICAS VOLUMÉTRICAS DE LAS ROCAS

4.1.1 Densidad

Característica importante y resolutive de las rocas y minerales inherentes a su propia estructura molecular. Está expresado por la relación peso entre volumen, siendo un factor ampliamente usado como indicador general de la mayor o menor dificultad que pueda encontrarse para romper una roca. Como ningún sólido suele encontrarse totalmente compacto, todos poseen dos volúmenes distintos, el volumen aparente que incluye a sus poros, huecos e intersticios, y el volumen real que excluye a todos ellos; por lo tanto según el volumen que se considera, se tendrá dos tipos de densidad:

$$da = \frac{P}{Va} \quad \text{y} \quad dr = \frac{P}{Vr} \quad \text{Ecuación N° 4.1}$$

Dónde:

$$dr > da$$

dr : Densidad real

da : Densidad aparente

P : Peso

Vr : Volumen real

Va : Volumen aparente

Tabla N° 4.1. Densidad de la rocas (mina)

TIPO DE ROCA	DENSIDAD TM/m3
Diorita argilizada	2.27
Brecha angular argilizada	2.73
Pebble brecha argilizada	2.56
Latita Porfírica	2.60
Dacita Porfírica silicificada	2.57
Dacita aglomerada	2.51
Toquepala andesita	2.55
Dacita Porfírica argilizada	2.31
Cuarzo Quellaveco silicificada	2.64
Brecha angular silicificada	2.68
Toquepala riolita	2.41
Pebble brecha silicificada	2.62
Dacita Porfírica con yeso anhidrita	2.50
Brecha angular silicificada con turmalina y yeso anhidrita	2.67
Brecha angular silicificada con turmalina y yeso anhidrita	2.68

4.1.2 Peso específico

Esta expresado por la relación peso entre volumen:

$$Pe = \frac{P}{V} = \frac{m \times g}{m/d} = d \times g \quad \text{Ecuación N° 4.2}$$

Dónde:

Pe : Peso específico

d : Densidad

g : Gravedad

P : Peso

V : Volumen

m : Masa

Tabla N° 4.2. Pesos específicos (mina)

TIPO DE ROCA	PESO ESPECIFICO TM/m3
Diorita argilizada	25.21
Brecha angular argilizada	26.18
Pebble brecha argilizada	25.11
Latita porfírica	25.51
Dacita porfírica silicificada	25.21
Dacita aglomerada	24.62
Toquepala andesita	25.02
Dacita Porfírica argilizada	22.66
Cuarzo Quellaveco silicificada	25.90
Brecha angular silicificada	26.29
Toquepala riolita	23.69
Pebble brecha silicificada	25.70
Dacita porfírica con yeso anhidrita	26.88
Brecha angular silicificada con turmalina y yeso anhidrita	26.19
Brecha angular silicificada con turmalina y yeso anhidrita	26.29

4.1.3 Compacidad

La compacidad es la relación de la densidad aparente a la densidad real. Cuyo valor se aproximará más a la unidad cuanto más densa sea la roca:

$$C = \frac{da}{dr} = \frac{Vr}{Va} \quad \text{Ecuación N° 4.3}$$

Dónde:

C : Compacidad

4.1.4 Porosidad

Es la relación del volumen total de los huecos existentes en una roca a su volumen aparente:

$$p = 1 - C = 1 - \frac{da}{dr} = \frac{dr - da}{dr} = \frac{Va - Vr}{Va} \quad \text{Ecuación N° 4.4}$$

Al aumentar la compacidad a 1 que es el valor límite, la porosidad tenderá a cero. La porosidad se expresa siempre en (%) del volumen aparente del sólido tomado como unidad, llamándose “Coeficiente de Porosidad” a la siguiente expresión:

$$\frac{(dr - da) * 100}{dr} = \% \text{ de porosidad} \quad \text{Ecuación N° 4.5}$$

Dónde:

p : Porosidad

Tabla N° 4.3. Porosidad de la rocas (mina)

TIPO DE ROCA	POROSIDAD (%)
Diorita argilizada	6.40
Brecha angular argilizada	2.22
Pebble brecha argilizada	6.51
Latita porfirítica	1.60
Dacita porfirítica silicificada	2.18
Dacita aglomerada	6.45
Toquepala andesita	---
Dacita porfirítica argilizada	3.15
Cuarzo Quellaveco silicificada	2.55
Brecha angular silicificada	1.85
Toquepala riolita	---
Pebble brecha silicificada	5.79
Dacita porfirítica con yeso anhidrita	---
Brecha angular silicificada con turmalina y yeso anhidrita	---
Brecha angular silicificada con turmalina	2.14

4.1.5 Esponjamiento

Es el aumento de volumen que se produce en el material rocoso al excavarlo. Se expresa mediante porcentaje de aumento sobre el volumen original en el banco, denominándose “Factor de Conversión Volumétrica” a la relación entre la densidad del material suelto y la del material en el banco, expresándose en porcentaje:

$$F.C.V. = \frac{BCM}{SCM.} \quad \text{Ecuación N° 4.6}$$

Y luego: % de expansión, igual a: $\%E = \frac{(1)}{F.C.V.}$

Dónde:

BCM : Metros cúbicos de banco

SCM : Metros cúbicos sueltos

4.1.6 Grado de saturación

Conocido también Absorción, y está definido como el porcentaje de poros de una roca rellenos de agua. La presencia de agua en la roca ocasiona una disminución de su resistencia a la compresión y a la tracción al ser menor la fricción entre partículas:

$$\%Ab. = \frac{W_w - W_o}{W_o} \quad \text{Ecuación N° 4.7}$$

Dónde:

%Ab : Porcentaje de Absorción

W_w : Peso del agua absorbida

W_o : Peso de la muestra

Tabla N° 4.4. Porcentaje de Absorción (mina Toquepala)

TIPO DE ROCA	ABSORCIÓN (%)
Diorita	2.25
Cuarzo Porfirítico Quellaveco	0.98
Pebble brecha	3.45
Dacita porfirítica	0.86
Brecha angular	0.83
Dacita aglomerada	2.53
Latita porfirítico	0.6
Cuarzo porfirítico	1.2
Dolerita Toquepala	0.69

4.2 PROPIEDADES MECANICAS DE LAS ROCAS

4.2.1 Resistencia dinámica a la compresión

Define la fuerza o carga por unidad de superficie bajo la cual una roca fallará por corte o cizalla. En otros términos, es la resistencia a ser sobrepasada para llegar a la rotura por presión, existen diversos factores que influyen a la resistencia a la compresión como: textura, tamaño de granos, forma de los granos, etc. Otro aspecto a considerar, es la presencia de agua dentro del macizo rocoso.

Tabla N° 4.5. Resistencia a la Compresión (mina)

TIPO DE ROCA	RESISTENCIA A LA COMPRESION (MPA)
Diorita argilizada	77.69
Brecha angular argilizada	125.16
Pebble brecha argilizada	44.79
Latita porfírica	107.48
Dacita porfírica silicificada	129.91
Dacita aglomerada	103.80
Toquepala andesita	179.92
Dacita porfírica argilizada	30.42
Cuarzo Quellaveco silicificada	118.17
Brecha angular silicificada	94.52
Toquepala riolita	136.06
Pebble brecha silicificada	95.30
Dacita porfírica con yeso anhidrita	152.97
Brecha angular silicificada con turmalina y yeso anhidrita	74.18
Brecha angular silicificada con turmalina	138.67

4.2.2 Resistencia dinámica a la tracción

El esfuerzo de tracción necesario, para obtener la rotura de una muestra, cuando la velocidad de los esfuerzos es muy alta, la resistencia a la tracción y a la compresión se ven incrementados a valores que pueden estar entre 05 a 13 veces las resistencias estáticas, estos valores, son denominados “resistencias dinámicas” a la compresión y a la tracción.

Tabla N° 4.6. Resistencia a la Tracción (mina)

TIPO DE ROCA	RESISTENCIA A LA TRACCION (MPA)
Diorita argilizada	10.50
Brecha angular argilizada	11.89
Pebble brecha argilizada	4.93
Latita porfírica	17.20
Dacita porfírica silicificada	16.91
Dacita aglomerada	14.32
Toquepala andesita	22.49
Dacita porfírica argilizada	4.03
Cuarzo Quellaveco silicificada	15.97
Brecha angular silicificada	13.13
Toquepala riolita	18.14
Pebble brecha silicificada	13.18
Dacita porfírica con yeso anhidrita	18.43
Brecha angular silicificada con turmalina y yeso anhidrita	8.61
Brecha angular silicificada con turmalina	17.78

4.2.3 Angulo de fricción interna

Como las rocas no constituyen un medio elástico. Parte de la energía de la onda de tensión que se propaga a través de ella, se transforma en calor por diversos mecanismos, que son conocidos por “fricción interna” o capacidad de amortización específica que mide la disponibilidad de la roca para atenuar la onda de tensión generada por la detonación del explosivo. La intensidad de la fracturación debida a la onda de tensión aumenta conforme disminuye la fricción interna.

Tabla N° 4.7. Angulo de Fricción Interna (mina)

TIPO DE ROCA	ANGULO DE FRICCION INTERNA
Diorita argilizada	49.63
Brecha angular argilizada	55.74
Pebble brecha argilizada	53.50
Latita porfirítica	46.40
Dacita porfirítica silicificada	50.32
Dacita aglomerada	49.25
Toquepala andesita	51.06
Dacita porfirítica argilizada	49.98
Cuarzo Quellaveco silicificada	49.63
Brecha angular silicificada	49.12
Toquepala riolita	49.88
Pebble brecha silicificada	49.20
Dacita porfirítica con yeso anhidrita	51.72
Brecha angular silicificada con turmalina y yeso anhidrita	52.38
Brecha angular silicificada con turmalina	50.60

4.2.4 Cohesión de la roca intacta

Es el grado de unión que tienen las moléculas de las rocas, aspecto que repercute en las resistencias dinámicas de las mismas.

Tabla N° 4.8. Cohesión de la Roca intacta (mina)

TIPO DE ROCA	COHESION (MPA)
Diorita argilizada	145.61
Brecha angular argilizada	128.83
Pebble brecha argilizada	75.75
Latita porfirítica	219.19
Dacita porfirítica silicificada	238.98
Dacita aglomerada	196.55
Toquepala andesita	324.31
Dacita porfirítica argilizada	56.84
Cuarzo Quellaveco silicificada	221.40
Brecha angular silicificada	179.61
Toquepala riolita	253.32
Pebble brecha silicificada	180.70
Dacita porfirítica con yeso anhidrita	270.69
Brecha angular silicificada con turmalina y yeso anhidrita	253.16
Brecha angular silicificada con turmalina	252.19

4.3 PROPIEDADES ELÁSTICAS DE LAS ROCAS

4.3.1 Módulo de Young e Índice de Poisson

La relación de Poisson y el módulo de elasticidad son determinados por ensayos de laboratorio. El módulo de Young es la relación entre la tensión normal y la deformación unitaria longitudinal para cada material elástico y se determina de la siguiente manera:

E. Lab: Que es determinado en laboratorio.

Es: Conocido como módulo elástico de deformación, se calcula in-situ.

De: Modulo dinámico de deformación, que se determina mediante velocidades sísmicas.

4.3.2 Módulo de Deformación o Rigidez

Conocido el módulo de Young (E), y el índice de Poisson (μ), se puede determinar el módulo de rigidez (G).

$$G = E / 2(1 + \mu) \quad \text{Ecuación N° 4.8}$$

4.3.3 Velocidad de onda longitudinal

La velocidad de onda o de compresión, en geofísica se denomina velocidad sísmica, y se determina mediante la ecuación siguiente:

$$VP = (E \times g \times (1 - \mu) / \delta \times (1 + \mu)(1 - 2\mu))^{1/2} \quad \text{Ecuación N° 4.9}$$

Dónde:

E : Módulo de elasticidad (Kg/cm²)

g : Aceleración de la gravedad (9.8m/s²)

μ : Índice de Poisson

δ : Densidad del material (Kg/m³)

4.3.4 Velocidad de onda transversal

Se denominan ondas transversales, debido a que el movimiento de las partículas forma un ángulo recto respecto a la dirección de propagación de las ondas. La velocidad transversal o de corte (Vs) se determina mediante la ecuación siguiente:

$$V_s = (G \times g / \delta)^{1/2} \quad \text{Ecuación N° 4.10}$$

Dónde:

G : Módulo de rigidez (Kg/m²)

g : Aceleración de la gravedad (9.8m/s²)

δ : Densidad del material (Kg/m³)

4.4 CLASIFICACIÓN DE LAS ROCAS

Se ha estructurado las litologías, en función a la presencia de Yeso, la misma que presenta una configuración irregular de su tope. La presencia de yeso Anhidrita en la mina, ha favorecido a las rocas, actuando como cementante de fisuras, dándoles una mayor solidez. Para efectos de las voladuras, se ha clasificado el macizo rocoso de la siguiente manera:

Tabla N° 4.9: Clasificación de las rocas (mina)

MACIZOS ROCOSOS	UNIDADES LITOLOGICAS	TIPOS DE ROCAS
ROCAS CON YESO	ROCAS INTRUSIVAS	DiBx-G/A
		Di-G/A
		Dp-G/A
		PxSil-G/A
	BRECHAS	Bx-G/A
		BxT-G/A
ROCAS SIN YESO	ROCAS INTRUSIVAS	Di-Prop
		Di-Qs
		Da
		Px
		Lp
	BRECHAS	Bx-Qs
		Bx-Sil
		BxT
		Px-Qs
	ROCAS VOLCANICAS	Qq
		Td
		Ta
		Ta-Sil
		Tr
		Tr-Sil
		Tq
		Aa

4.5 CARACTERIZACIÓN DE LA MASA ROCOSA

La caracterización de la masa rocosa se llevó a cabo en base a un mapeo geotécnico de campo, utilizando el método directo por celdas de detalle. Con este método se efectuaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades.

Los parámetros de observación y medición fueron obtenidos en formatos de registro por celdas, adecuándose a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM). Estos parámetros fueron: tipo de roca, discontinuidades por metro, tipo de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, terminación, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor de relleno, resistencia de la roca intacta, meteorización y presencia de agua.

4.6 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA

El procesamiento de los datos orientacionales se realizó mediante técnicas de proyección estereográficas utilizando la versión avanzada del programa de cómputo DIPS (1990) elaborado por M.S. Diederich y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto.

Se ha clasificado a la masa rocosa involucrada utilizando los Criterios de Clasificación Geomecánica de Bieniawski (RMR: Rock Mass Rating 1989). Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, han sido determinados mediante ensayos triaxiales. Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) han sido determinados mediante el registro lineal, empleando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal.

4.7 ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL TAJO

Para la zonificación geomecánica, se empleó la siguiente información:

- Los resultados de la caracterización de la masa rocosa, especialmente las características estructurales establecidas a partir de un mapeo geotécnico.
- La calidad de la masa rocosa determinada por la clasificación geomecánica (RMR).
- Los planos y secciones topográficas y geológicas proporcionadas en la mina Toquepala.
- Las observaciones in-situ realizadas durante el mapeo geotécnico.
- El dominio estructural del área en estudio, está referido a la distribución de las discontinuidades, de los diferentes Dominios Estructurales de la mina. La calidad del macizo rocoso está relacionada directamente con la complejidad e interdigitación de las alteraciones en los diferentes materiales, siendo el contacto entre ellas, la zona de más baja calidad.

- La calidad de la masa rocosa está relacionada a las alteraciones, frecuencia de fracturamiento y propiedades geomecánicas, así las rocas con Yeso Anhidrita y Rocas Volcánicas, son de Calidad Muy Buena (Clase I), con valores de RMR de 93 y 81.62 respectivamente. Finalmente, las Rocas Volcánicas, poseen una Calidad Buena (Clase II), cuyo RMR, se encuentra en el rango de 66.18.
- Los Sectores, donde predominan las zonas inestables, tienen una Calidad de Mala a Muy Mala, con Clases de IV y V respectivamente, cuyos valores en RMR, se encuentran por debajo de 22.

Para una mejor apreciación, mostramos el siguiente cuadro, donde se observan al detalle los valores del RMR, con sus respectivas clases y valoraciones.

Tabla N° 4.10: Clasificación Geomecánica de la Masa Rocosa

MACIZO ROCOSO		(GSI)	(RMR)	Calidad (RMR)	Clase	RC	RT
Rocas con Yeso Anhidrita	G/A	88.00	93.00	I	Muy Buena	179.20	8.80
Promedio		88.00	93.00	I	Muy Buena	179.20	8.80
Rocas Intrusivas							
Dacita Aglomerada	Da	87.00	92.00	I	Muy buena	179.20	7.80
Dioritas	Di	79.00	84.00	II	Buena	152.90	5.20
Pebble Brecha	Px	63.85	68.85	II	Buena	136.90	12.10
Promedio		76.62	81.62	I	Muy buena	156.33	8.37
Rocas Volcanicas							
Pórfido Cuarzifero	Tq	73.00	78.00	II	Buena	122.30	5.50
Alta Aandesita	Aa	54.20	59.20	III	Regular	131.90	13.30
Riolita Toquepala	Ta	65.95	70.95	II	Buena	120.90	12.80
Dolerita Toquepala	Tr	57.10	62.10	II	Buena	72.50	6.10
Dolerita Toquepala	Td	62.80	67.80	II	Buena	61.20	11.80
Cuarzo Quellaveco	Qq	54.00	59.00	III	Buena	57.10	8.20
Promedio		61.18	66.18	II	Regular	94.32	9.62
Descripción				Criterios de Clasificación RMR			
RMR: Clasificación Geomecánica de Bienawski (1989)				Calidad	Clase	Valoración	
SMR: RMR modificado para taludes rocosos (Romana 1985)				Muy mala	V	0 a 20	
RC: Resistencia a la compresión (Mpa)				Mala	IV	21 a 40	
RT: Resistencia a la Tracción (Mpa)				Regular	III	41 a 60	
				Buena	III	61 a 80	
				Muy buena	I	81 a 100	

4.8 DESCRIPCIÓN DE LAS ZONAS INESTABLES

Las zonas que presentan inestabilidad, se han delineado considerando conceptos netamente geotécnicos.

Las principales zonas inestables de la mina, han sido resumidas y descritas en el presente Capítulo del punto 3.5 denominado Geología Estructural. Como todo yacimiento minero con muchos años de explotación, los minados han contribuido a la liberación activa de los esfuerzos in-situ de la mina, lo cual ha transgredido en la formación y activación de estructuras inestables como fallas, zonas de deslizamiento, colapso de estructuras, etc.

También, como se mencionó anteriormente, muy aparte de la activación y formación de fallas a causa de las condiciones estructurales de la génesis de los macizos rocosos, las voladuras que realizamos en la mina, de alguna manera, tienen consecuencias potenciales en la liberación de esfuerzos, mucho más aún, cuando no se tiene el control en los diseños a talud final, en consecuencia, es de carácter fundamental, efectuar diseños de voladuras de precorte, con tendencias a controlar las paredes finales del yacimiento, ello conllevará a desarrollar operaciones seguras y productivas, en los cuales no se interfiera los ciclos de minado.

En la mina, existen afloramientos contundentes de zonas de fallamiento y zonas inestables, las principales son: Falla Incapuquio, falla Micalaco, falla Yarito, Diaclasamiento, Brechamiento.

CAPÍTULO V

OPTIMIZACION DE LA FRAGMENTACION DE LAS ROCAS CON LA APLICACIÓN DE LA DOBLE INICIACION ELECTRONICA

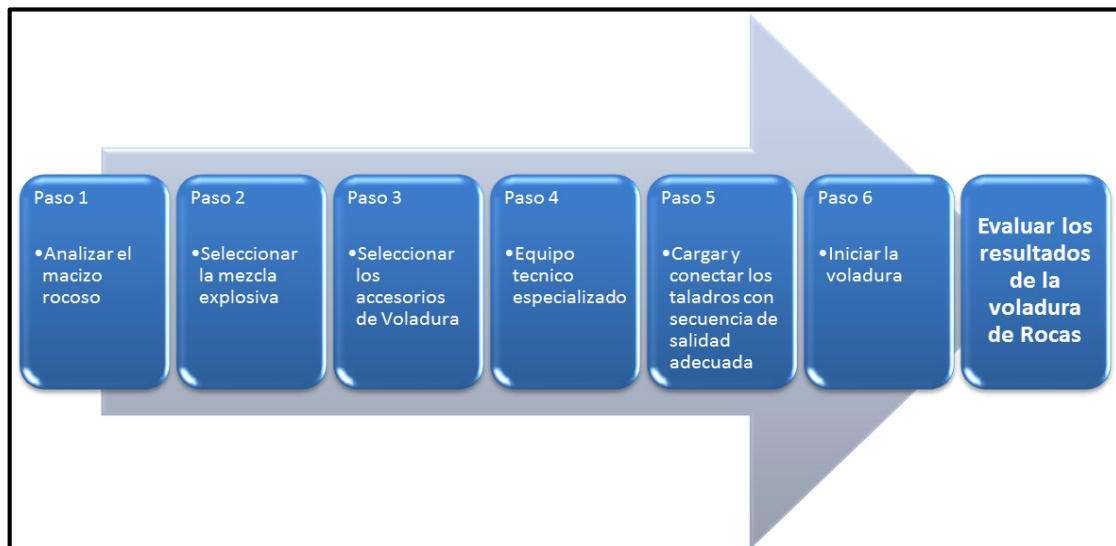
5.1 PLANEAMIENTO DE LA VOLADURA PARA LA APLICACIÓN DE LA DOBLE INICIACION ELECTRONICA.

Para llevar a cabo el planeamiento de la voladura se debe contar con la siguiente información:

- Plano geológico.
- Plano geomecánicos o geotécnicos.
- Plano hidrogeológico.
- Especificaciones técnicas de la perforadora a usarse.
- Entrenamiento y capacitación al personal.
- Propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso donde se efectuara la perforación.
- Cantidad y calidad de la mezcla explosiva a usarse.

Todo esto debe ser plasmado en un diseño que representa el plano de perforación y voladura.

Figura N° 5.1. Pasos de un planeamiento estratégico aplicado a la voladura de rocas



5.1.1 Análisis del macizo rocoso

Se debe analizar todas las variables del macizo rocoso tales como las propiedades físico-mecánicas, RQD, RMR, contactos, fallas, relleno de los contactos, condiciones de agua subterránea, etc. Teniendo en cuenta que el macizo rocoso es totalmente aleatorio.

Es importante tener en cuenta, que la perforación y voladura, está en función de la calidad del macizo rocoso, es decir, más que los parámetros del explosivo, y parámetros de perforación y voladura; las características Geo-Estructurales del macizo rocoso son los que en definitiva jugaran el papel más importante, es importante tener presente:

- Caracterizaciones del macizo rocoso.
- Resistencias a la compresión y tracción simple de la roca.
- Espaciamiento y orientación de las discontinuidades.
- Propiedades elásticas de las rocas.
- Velocidad de propagación de las ondas.
- Índices de anisotropía y heterogeneidad de los macizos rocosos.
- Densidad del macizo rocoso

La zona de aplicación de las pruebas de voladura con la doble iniciación electrónica, se encuentra en la fase 3 del tajo, esta zona esta geológicamente compuesta por rocas como la diorita y la brecha angular, que están alteradas con yeso anhidrita.

Figura N° 5.2. Características del macizo rocoso y sistemas de fallas

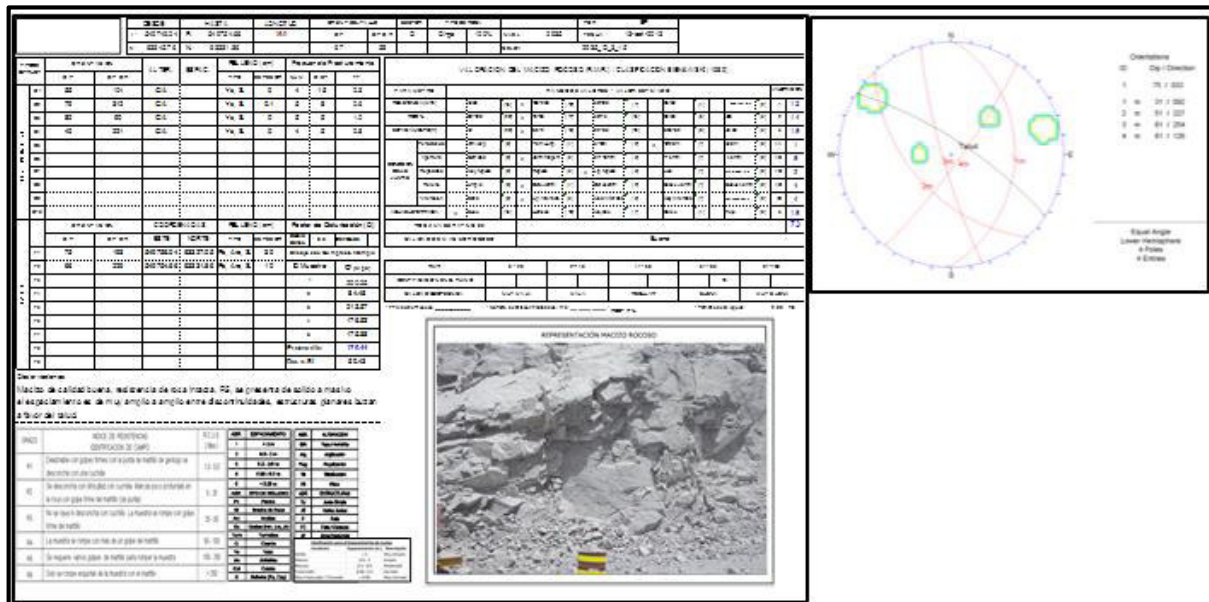


Tabla N° 5.1. Parámetros utilizados para la voladura

Complejidad para la voladura	Fase	Roca	Alteración	Simbolo	Resistencia a la Compresión σ_c (Mpa)	Resistencia a la Tracción σ_t (Mpa)	Modulo de Young E_m (Gpa)	Velocidad de Onda Sismica P V_p (m/s)	Coefficiente de Poisson Mínimo	Coefficiente de Poisson Máximo
1	3	Dacita Porfiritica	Yeso	Dp-Ga	147.51	7.1	32.47	4600	0.19	0.25
2	3	Peble Brecha	Yeso	Px-Ga	-	-	17.54	-	0.18	
2	3	Brecha Angular	Yeso	Bx-Ga	110.03	5.25	26.07	5200	0.21	0.32
3	3	Diorita	Yeso	Di-Ga	227.17	10.51	50.09	4900	0.15	0.25

Figura N°5.3. Diseño de Malla en zona de Diorita con Yeso

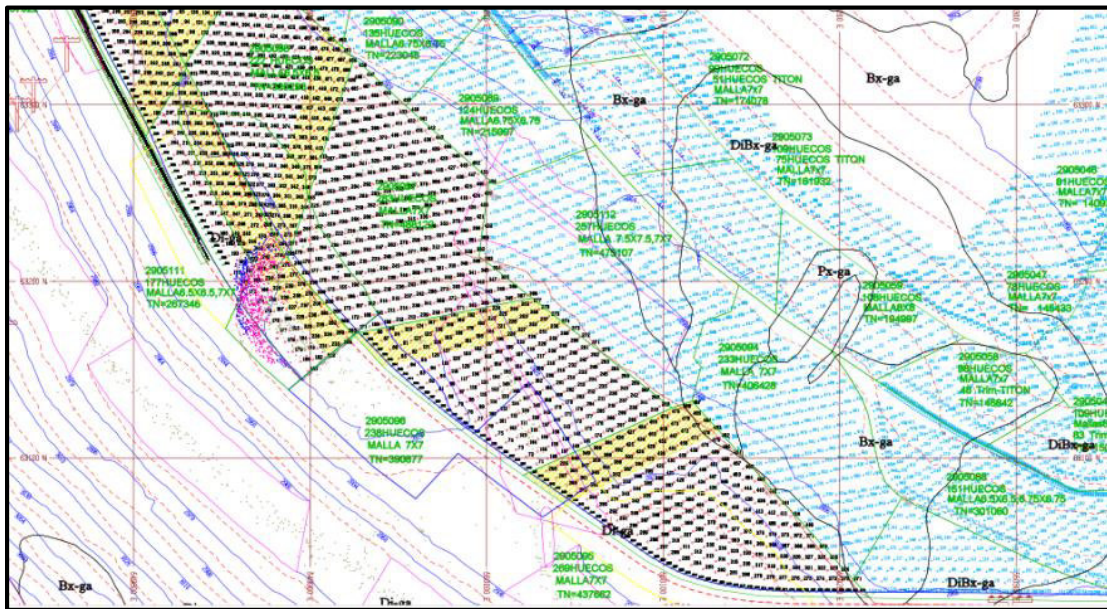


Figura N° 5.4. Fase de Minado del Tajo

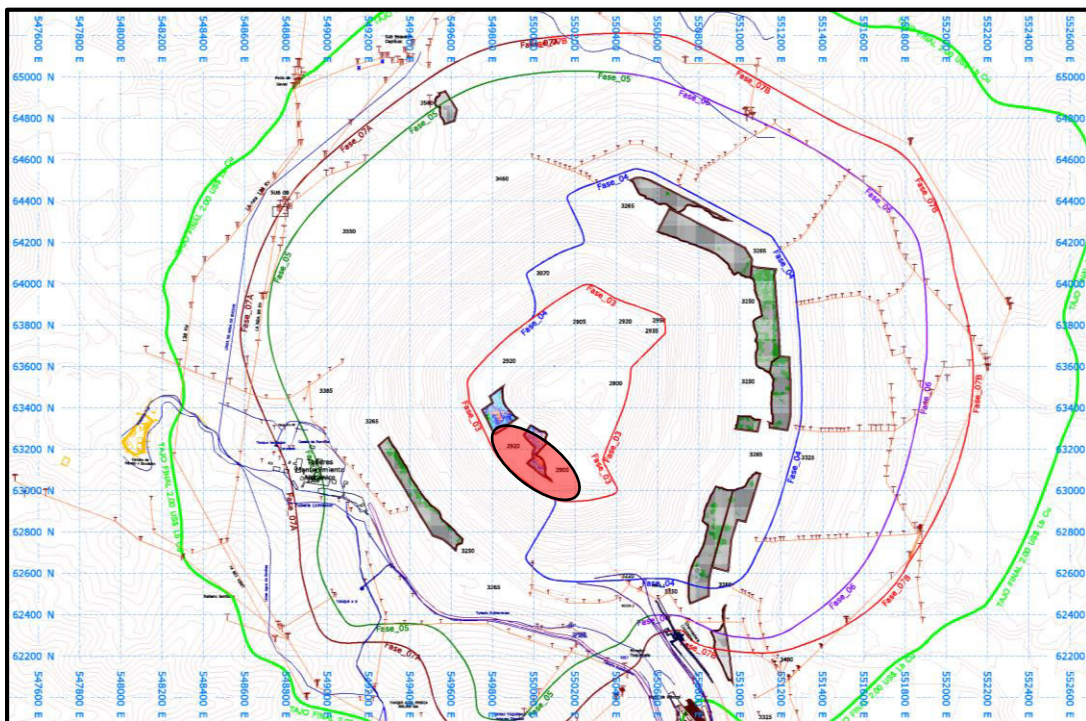


Figure 1 consists of two geological maps. Map (a) is a regional geological map showing various geological units and faults. Map (b) is a detailed geological map of the study area, highlighting the location of the study area (indicated by a red oval). Both maps include a legend with geological units and faults.

De acuerdo al tipo de roca se debe seleccionar la mezcla explosiva, teniendo en cuenta la existencia de agua o no en los taladros perforados, en ese caso por ejemplo no se podría utilizar agentes de voladura secos como el Anfo, por la baja densidad que resulta tener. Lo ideal debería ser que de acuerdo al tipo de roca, el camión fábrica formule la mezcla explosiva para dicho macizo rocoso y así sucesivamente a medida que avance la operación minera.

Para el proyecto hemos seleccionado el tipo de explosivo Heavy-Anfo 55 ya que es una zona seca que no contiene agua, pero el tipo de roca tiene una resistencia a la compresión de 227 MPa; por lo tanto necesitamos de un explosivo que tenga una densidad alta para producir una presión de detonación que pueda realizar una buena fragmentación a este tipo de roca. Como se puede observar en la figura la mezcla explosiva HA-55 tiene una densidad de 1.27 gr/cc una densidad mayor al Anfo, y utilizaremos aproximadamente 78.03 Kg/ml debido a que los taladros perforados en los proyectos de malla son de 11" de diámetro.

Tabla N° 5.2 Densidad de diferentes tipos de mezclas de Explosivos

MEZCLA	DENSIDAD (gr/cc)	TALADRO 11" DENSIDAD LINEAL (kg/ml)	TALADRO 12 1/4" DENSIDAD LINEAL (kg/ml)
AN "YARA"	0.72		
SAN "FAMESA"	1.31		
ANFO	0.76	46.38	57.52
HANFO 19	0.81	49.78	61.74
HANFO 28	0.86	52.64	65.28
HANFO 37	1.00	61.35	76.08
HANFO 46	1.15	70.73	87.72
HANFO 55	1.27	78.03	96.77
HANFO 64	1.30	79.75	98.90

Figura N° 5.7 Carguío de los taladros perforados



5.1.3 Seleccionar los accesorios de la voladura

Son todos aquellos dispositivos requeridos para iniciar y/o retardar la mezcla explosiva por métodos adecuados y aprobados; generalmente se utiliza en la mina superficial como accesorios de voladura un booster de 2 Lb, un nonel de 50 ms y un detonador electrónico. Los proyectos de voladura de este trabajo, se van a emplear estos

accesorios para el primado antes de ser cargados los taladros con la mezcla explosiva ya que son evaluados como voladura electrónica.

Figura N° 5.8 Primado del Taladro

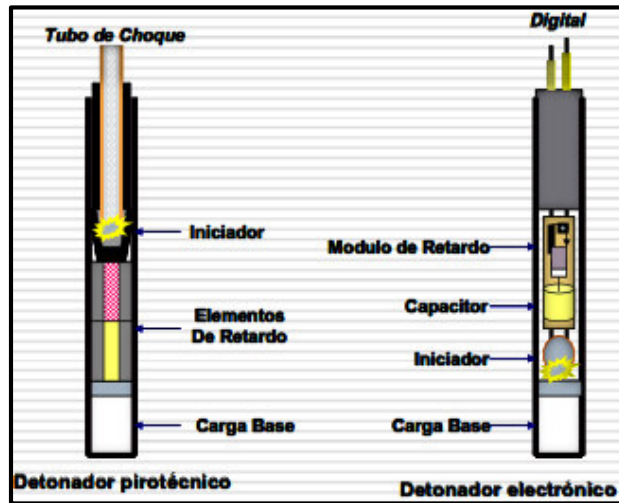


También existen proyectos pirotécnicos en donde se emplean otros tipos de accesorios como retardos de superficie de 100 ms, 65 ms, 45ms, conectores, mecha de seguridad, pentacord (cordón detonante)

5.1.4 Diferencias entre un detonador electrónico y un detonador pirotécnico

Actualmente en la mina se ha conseguido implementar del uso de detonadores electrónicos; los detonadores pirotécnicos están compuestos por un tubo de choque, iniciador, elementos de retardo y carga base, presentan una dispersión de $\pm 2\%$ en tiempos largos y $\pm 10\%$ en tiempos cortos.

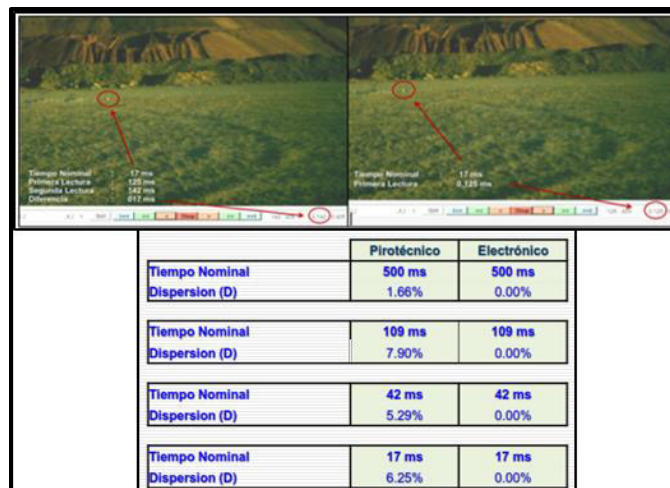
Figura N° 5.9. Detonador pirotécnico y electrónico.



Los detonadores electrónicos son un sistema de control de voladuras, completamente programables, capaz de retardar desde 0 a 15, 000 ms con incremento de 1 ms permitiendo el uso de periodos de retardos cortos hasta 1 ms. La precisión se manifiesta en la perfecta secuencia de iniciación. Aplicando periodos de retardos cortos que permite la interacción de ondas entre taladros con la que se aprovecha al máximo el uso de la energía explosiva asegurando una mejora en la fragmentación con un apilamiento y desplazamiento correcto.

5.1.5 Dispersión de retardos

Figura N° 5.10. Análisis de la Dispersión de los detonadores con cámaras de alta velocidad.



5.1.6 Equipo técnico especializado

El encargado de esta etapa debe ser un especialista líder, proactivo y tener la suficiente personalidad para tomar decisiones e impartir ordenes; así como también todo su equipo técnico a cargo debe ser lo suficientemente responsable y capaz.

5.1.7 Cargar y conectar los taladros con la secuencia de salida adecuada

Se debe empezar con colocar el booster al fondo del taladro y luego confirmar taconear la mezcla explosiva seleccionada, seguidamente conectar todos los taladros con la respectiva secuencia de salida.

5.1.8 Iniciar la voladura

Última etapa donde se da inicio encendido la mecha de seguridad en caso de pirotécnico, pero como estamos hablando de voladura electrónica tenemos como el avance tecnológico en los sistemas de iniciación en voladura, nos permite trasladarnos desde el sistema convencional, hasta el moderno y preciso sistema de iniciación electrónica, mediante el cual, podemos controlar la energía liberada en un disparo, optimizando la fragmentación y disminuyendo el daño a las paredes del pit, mediante un control de vibraciones; todo esto controlado por un blaster. Este equipo realiza un auto chequeo completo y automático de la funcionalidad del sistema y programación del detonador. Cuenta con una capacidad de 1600 detonadores (control de 8 logger con 200 detonadores por logger). Único con una llave de activación digital y con códigos de armado y fuego.

5.1.9 Evaluación de resultados de la voladura de rocas

Analizar y comparar los distintos resultados que se pueden obtener como indicadores de mejora como la fragmentación, tomando como indicador el P80; el tiempo de excavación de las palas, la producción de mineral, el work index de la planta.

5.2 ASPECTOS POSITIVOS Y NEGATIVOS DE UNA BUENA VOLADURA

Podemos observar en los siguientes cuadros los aspectos positivos y negativos de la perforación y voladura:

Figura N° 5.11. Aspectos negativos y positivos de la perforación y voladura

	PERFORACIÓN	VOLADURA
BUENA	<ul style="list-style-type: none"> - Buen trazo de perforación - Optimo consumo de aceros de perforación - Optimo costo de perforacion 	<ul style="list-style-type: none"> - Optimo consumo de explosivos - Buena fragmentacion - Taludes estables y controlados - Mejores condiciones de seguridad al personal - Optimo costo de voladura
MALA	<ul style="list-style-type: none"> - Deficiente trazo de perforación. Mayor re-perforación - Incremento en los consumos de aceros de perforación - Incremento del riesgo de seguridad al personal, al reperfilar areas que tendrian explosivos o terrenos alterados - Mayores costos de perforación 	<ul style="list-style-type: none"> - Incremento en consumo de explosivos. Costos adicionales de voladura secundaria. - Mala fragmentación (o muchos bolones o muy fino) - Taludes inestables y se comienza a perder el control - Pesimas condiciones de seguridad al personal - Mayores costos de voladura

Figura N° 5.12. Costos Previos y posteriores a la Voladura



5.3 CONSIDERACIONES DEL MACIZO ROCOSO A TENER PRESENTE EN EL DISEÑO DE VOLADURA

5.3.1 Caracterización de los Macizos Rocosos

Son variables cuantificadas a partir de las características que presenta el macizo rocoso, expresadas en medidas, que sirven para evaluar o valorar en términos numéricos un macizo rocoso desde 0% a 100%, clasificando desde una calidad muy mala a muy buena respectivamente, tomando en consideración:

- Compresión Uniaxial (Resistencia).
- RQD del macizo rocoso.
- Espaciamiento de las discontinuidades o frecuencia de fracturas.
- Condición de las discontinuidades del macizo rocoso.
- Para la caracterización del macizo rocoso, existen sistemas como el RMR, RSR, GSI, etc.

Tabla N° 5.3. Parámetros geomecánicos

Parámetros de Medición	Rocas con	Rocas Intrusivas		Volcánico
	Yeso G/A	Da	Di	Tq
Valoración de la Masa Rocosa (RMR)	93.00	92.00	84.00	78.00
Índice de Resistencia Geológica(GSI)	88.00	87.00	79.00	73.00
Resistencia a la Compresión (MPa)	179.20	179.20	152.90	122.30
Resistencia a la Tracción (MPa)	8.80	7.80	5.20	5.50

5.3.2 Propiedades Físicas de las rocas

Deben ser apropiadamente evaluadas para evitar sobre rompimiento de la pared del talud. La evaluación de las propiedades de la roca, es también esencial durante la determinación de los límites máximos de carga, para evitar daños en la estructura rocosa. Las propiedades más importantes a considerar son:

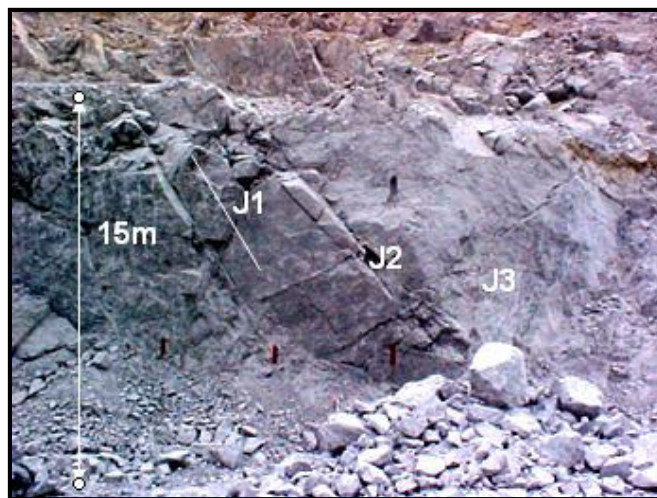
- Resistencia a la Compresión.
- Resistencia a la Tracción.

- Módulo de Elasticidad.
- Cohesión.
- Ángulo de Fricción.
- Densidad de la roca.
- RQD

5.3.3 Frecuencia de fracturamiento del macizo rocoso

La frecuencia del fracturamiento (FF) es el espaciamiento perpendicular entre las fracturas de un mismo sistema, el cual es muy variable. Determinando los principales sistemas de fracturas de un macizo rocoso, y conociendo su comportamiento, se logra un mejor diseño de la malla de perforación, y se predice los resultados de la voladura, también podemos mejorar los cortes en las paredes ajustando y orientando favorablemente el proyecto de voladura.

Figura N° 5.13. Frecuencia de fracturamiento en Yeso Anhidrita



<u>Yeso Anhidrita</u>
RQD: 90%
FF: 5.5m

5.3.4 Orientación de las estructuras geológicas

En la foto de abajo, podemos apreciar, un mecanismo de corte especial del fallamiento planar, en la que dicho corte, se produce a través de una única superficie plana, y esta se produce cuando existe un fracturamiento dominante en el macizo rocoso, y convenientemente orientada respecto al talud, es decir, existe un predominio de la

Estructura geológica que define la Geometría del talud, neutralizando la perforación y voladura en el Sector.

Figura N° 5.14. Presencia de estructura planar



Predominio de Estructuras Geológicas.

5.3.5 Velocidad de propagación de la Roca

La velocidad de propagación de la roca, es un parámetro para seleccionar el explosivo, efectuando una relación de Impedancia entre la velocidad de detonación de un explosivo, y la velocidad sónica del macizo rocoso, y adicionando a este punto las experiencias de campo, podremos determinar el tipo de explosivo que requiere el macizo rocoso para su respectiva deformación.

Tabla N° 5.4: Características de las rocas

Litología	Dureza	Densidad g/cc	Vp m/s	Frecuencia de Fracturas	
				min	máx.
G/A	G/A	2.7	4851	1.0	5.0
Da	Dura	2.6	2985	1.0	4.5
Di	Media	2.7	2134	1.0	2.5
Tq	Media	2.6	2207	0.5	2.0

5.3.6 Proyecciones estereográficas

En los Proyectos de Voladura, tanto para producción, es importante contar con la información estructural del macizo rocoso, que no solamente se limite a valores de

propiedades geomecánicas, densidad de fracturas, dureza de material y otros, sino también, es importante contar con información de los diferentes familias de sistemas de fallamiento y diaclasamiento del sector de la voladura, ésta información, debe de reflejar las orientaciones y rumbos de estas estructuras, con esta data, se efectuará la orientación, dirección, y secuencia de la voladura, asimismo, dicha información estructural, servirá para el diseño de las cargas explosivas.

El procesamiento de los datos orientacionales se realiza mediante técnicas de proyección estereográficas utilizando la versión avanzada del programa de cómputo DIPS elaborado por M.S. Diederich y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto.

5.4 CONSIDERACIONES TÉCNICAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

5.4.1 Presión de Detonación

Es un indicador de la habilidad de un explosivo sin desacople para fragmentar la roca, para que se produzca este efecto, esta presión debe ser mayor a la resistencia a la compresión de la roca.

$$Pd = 110 \times \rho_{\text{exp}} \times (VOD)^2 \quad \text{Ecuación N° 5.1}$$

Dónde:

Pd : Presión en las paredes del taladro (MPa).

ρ_{exp} : Densidad del explosivo (g/cc).

VOD : Velocidad de Detonación (Km/s)

El siguiente cuadro, es un esquema de comparación de las presiones de detonación de los diferentes explosivo, teniendo presente el diámetro de perforación.

Tabla N° 5.5: Reducción de la presión de detonación de diferentes explosivos

$Pd = 110 \times \rho_{\text{exp}} \times (VOD)^2$				
Explosivo	Diámetro Pulg.	Densidad g/cc	VOD Km/s	Presión Taladro MPa
ANFO	11	0.76	4.1	1405.32
HA-37	11	1.00	4.7	2429.90
HA-46	11	1.15	5.1	3290.27
HA-55	11	1.27	5.4	4073.65

5.5 DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

Teniendo presente el conocimiento de los diferentes conceptos, del macizo rocoso y de las definiciones, y consideraciones técnicas, de un proceso de voladura para producción, recién, estaremos en la capacidad plena de poder plantear con todo los aspectos técnicos un diseño de perforación y voladura, bajo éstos términos, resumiendo, es de vital importancia tener el grado de conocimiento de los siguientes conceptos, los cuales están diseccionados a implementar y fortalecer, un adecuado diseño de los principales parámetros y variables, tanto en la perforación como en la voladura:

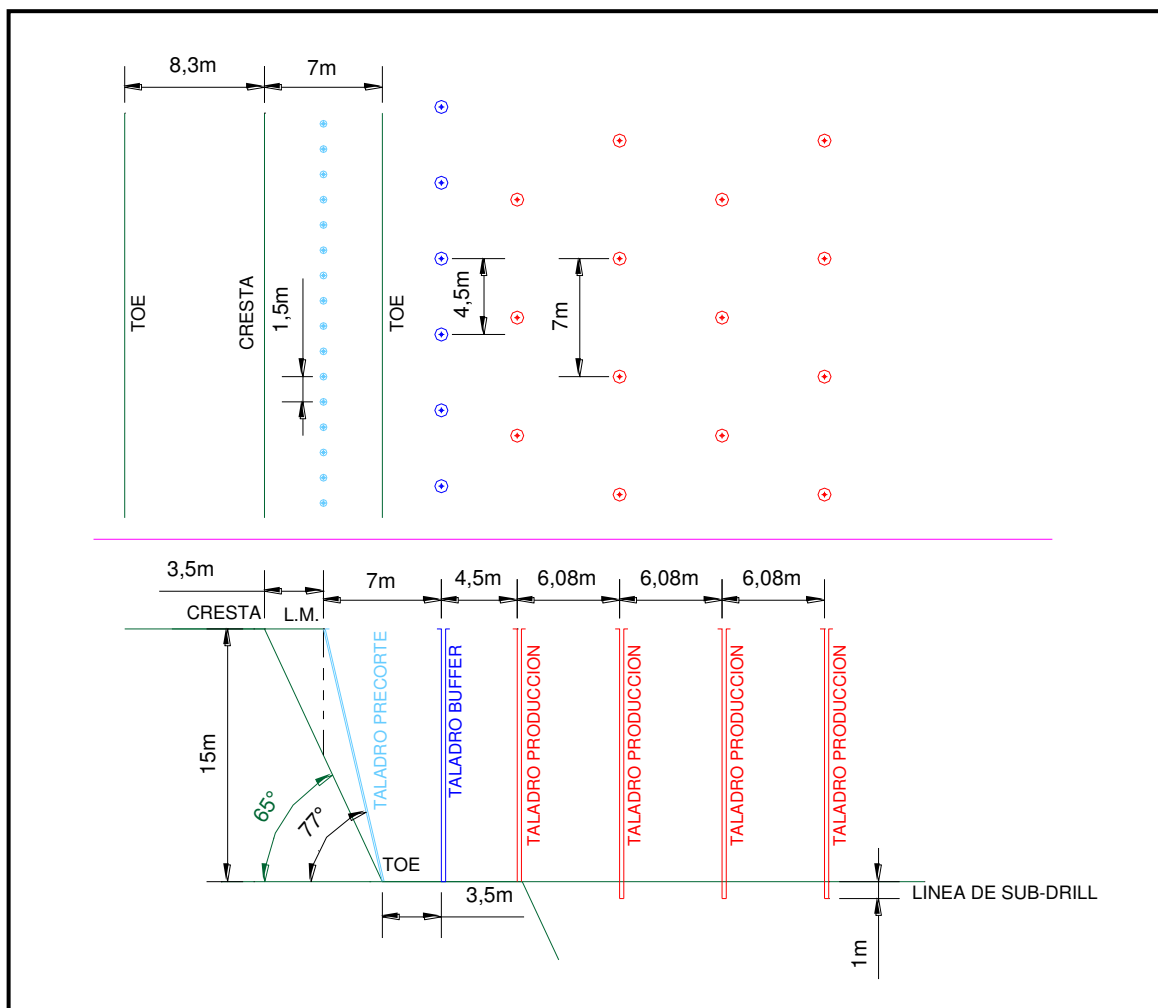
- Geología de los diferentes dominios estructurales de la mina.
- Propiedades geomecánicas del macizo rocoso.
- Geología estructural de los sectores.
- Interpretación adecuada de los parámetros geomecánicos del macizo rocoso.
- Diseño de las secciones de minado (ángulo de cara de banco, ángulos interrampas, altura de bando ancho de berma y otros).
- Conceptos y consideraciones técnicas de voladura de rocas (mecánica de fragmentación).
- Conceptos de los parámetros de diseño.

Finalmente, el seguimiento de los buenos y malos resultados que se han obtenido en las voladuras a través de diseños previos, tentativos y preliminares, es que recién, procedemos a efectuar los diseños de perforación y voladura en los sectores de mineralización de la mina.

5.5.1 Diseño de perforación

Con todos los estudios realizados, y con el seguimiento continuo, es que se llega al siguiente diseño de perforación en los sectores de Yeso Anhidrita y Dacita Aglomerada. Mostramos los diseños:

Figura 5.15: Diseño de perforación en Brecha con Yeso



Como ya se mencionó anteriormente, en la mina, se han probado diferentes configuraciones de diseños de cargas explosivas en los taladros de amortiguación y producción, todas estas, con la obtención de buenos, medios y malos resultados, dependiendo principalmente de los Sectores Estructurales y de las configuraciones de factores de carga.

Los explosivos empleados, están desde el ANFO convencional, Heavy ANFOS en diferentes porcentajes y velocidades de detonación, en estos casos se utilizo HA-55.

Figura N° 5.16 Diagrama de Carguío Base

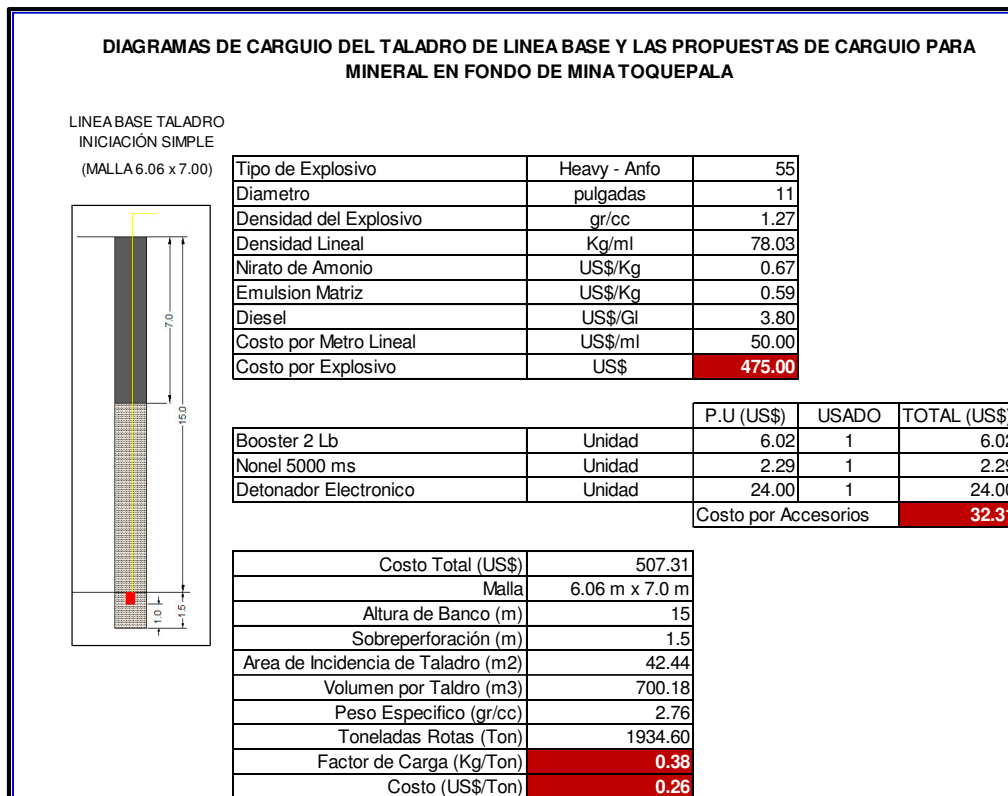
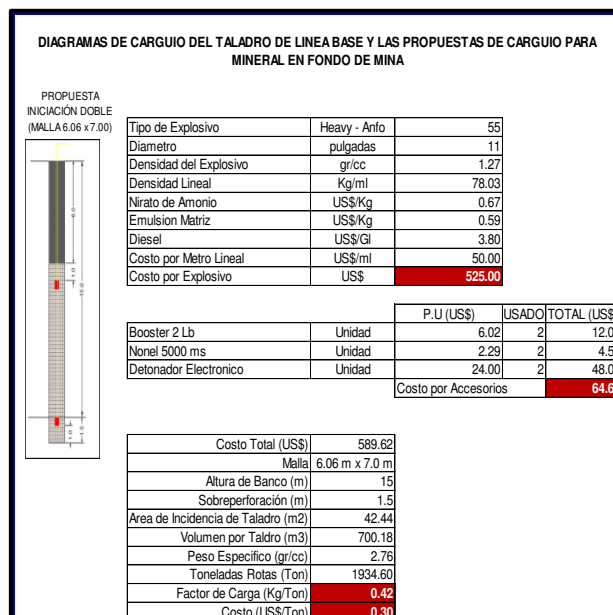
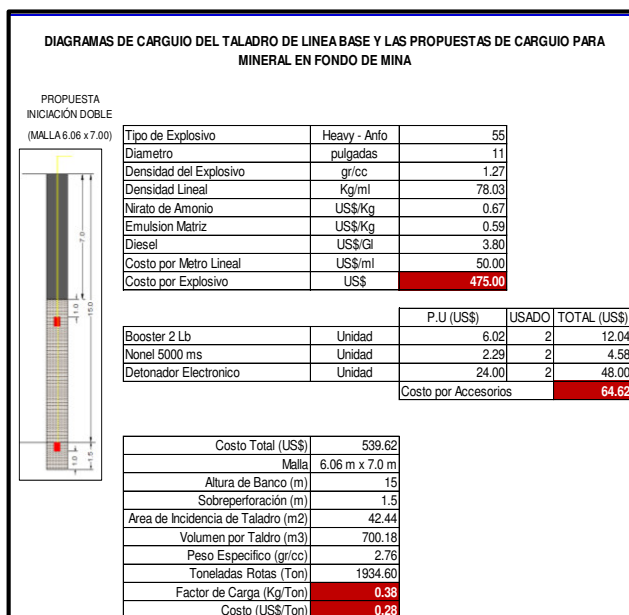


Figura N° 5.17 Diagramas de Propuestas realizadas en los proyectos de voladura.



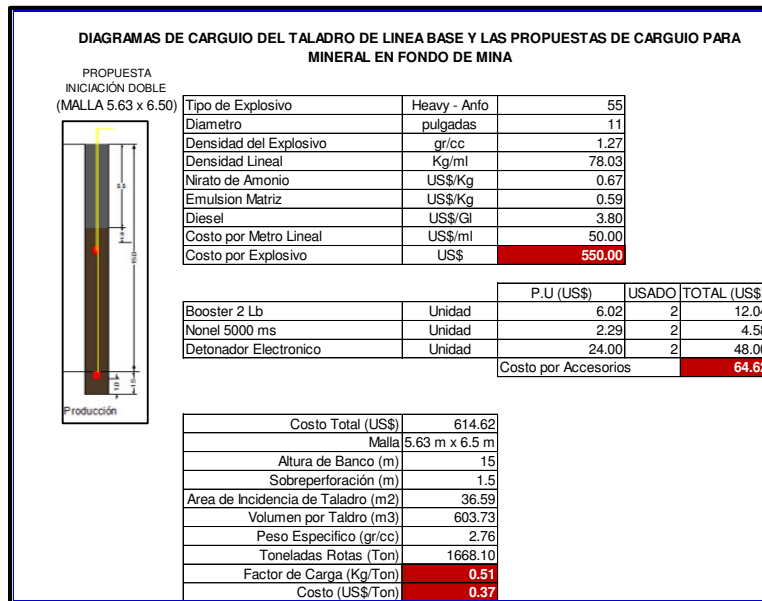
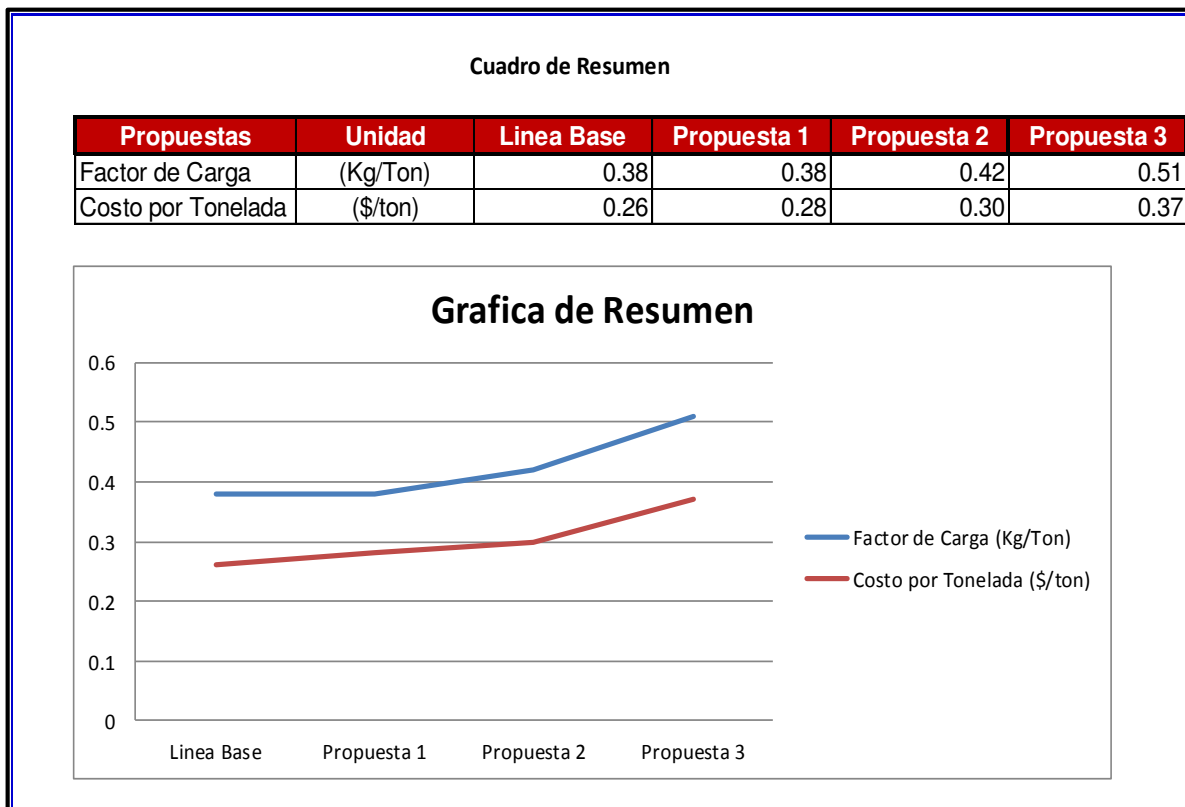


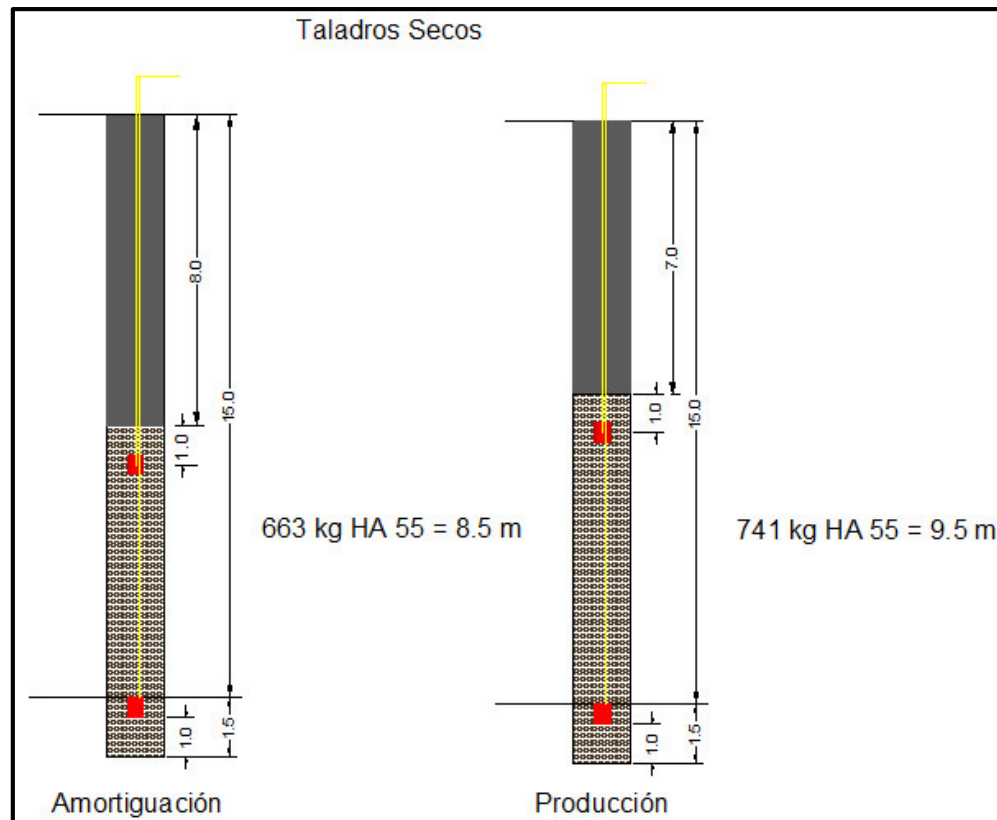
Figura N° 5.18 Resumen de diferencia entre base y propuestas



Las líneas de amortiguación, son las que requieren de un cuidado especial en términos de burden, espaciamiento, diámetro y factor de carga, las dos figuras de abajo,

representan el diseño de cargas explosivas en la línea de amortiguación y producción en los sectores de Brecha con Yeso y Diorita con Yeso.

Figura N° 5.19: Diseño de cargas explosivas con doble iniciación- Yeso Anhidrita

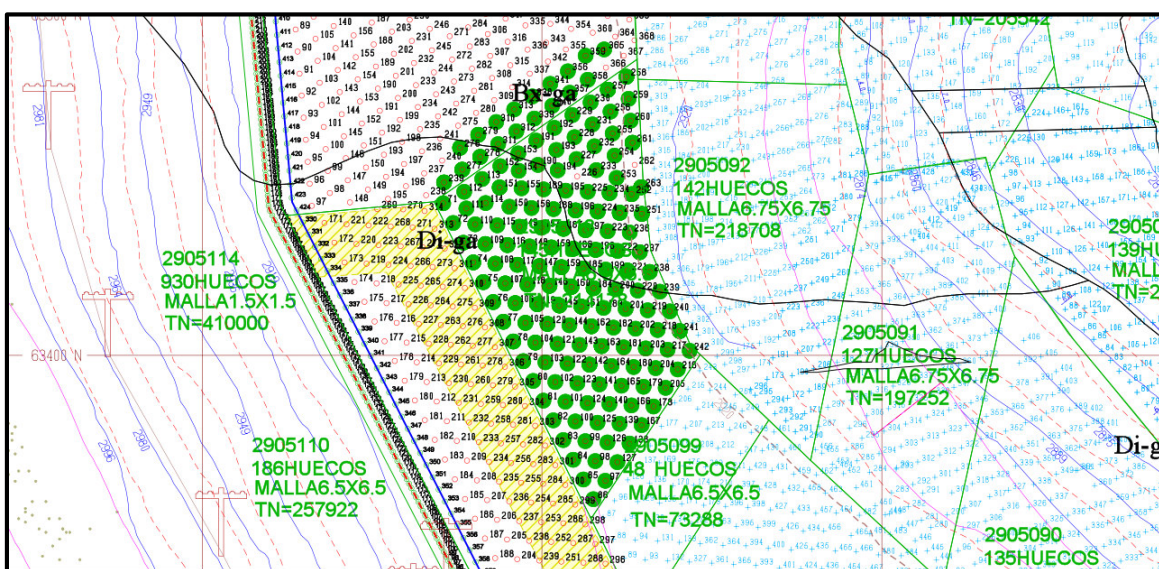


5.5.2 Diseño de Voladura de Producción con la doble iniciación electrónica

Todo el conjunto de la voladura, puede tener un diseño en “V” (cuña), o echelon, siempre teniendo presente la orientación de las estructuras geológicas, el secuenciamiento adecuado de tiempos y finalmente que todo el conglomerado de taladros sea orientado longitudinalmente hacia los taladros de precorte.

Presentamos un diseño de voladura, con un secuenciamiento en “V”, la configuración de tiempos lo determinan los retardos de superficie y de hoyo.

Figura N° 5.20: Diseño de voladura

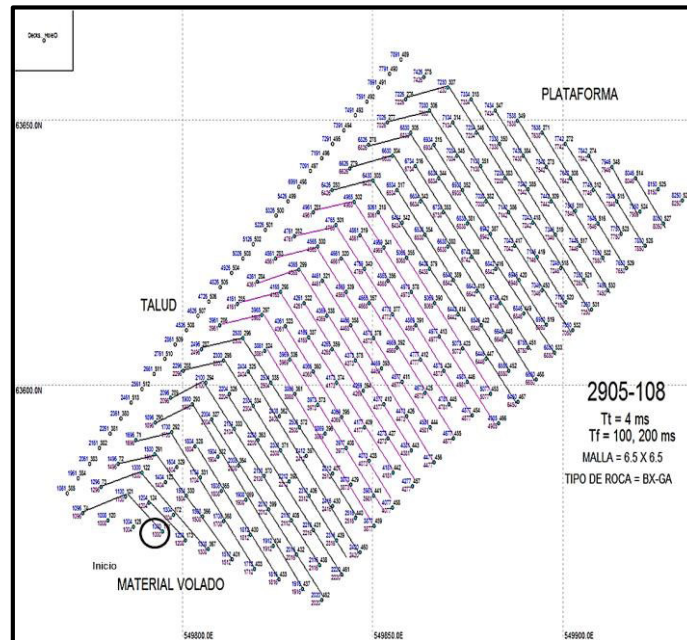


5.5.3 Diseño de tiempos y secuencias de detonación

El diseño de tiempos y secuenciamiento de la voladura, también dependen, o están en función a las aplicaciones que deseamos imprimir con los resultados de una voladura.

No olvidemos que las configuraciones de tiempos de retardo, y el secuenciamiento de la voladura, son los que determinan, el grado de apilamiento, acomodo de material, la dirección, el perfil del material, el control de vibraciones, veamos un diseño de voladura, con su configuración tiempos de retardo.

Figura N° 5.21: Configuración nominal de tiempos



La configuración de tiempos, determinan la forma y secuencia de una voladura, en este. Veamos como es el comportamiento del diseño, a través de las líneas de Isotiempo.

Figura N° 5.22: Comportamiento de líneas de Isotiempo

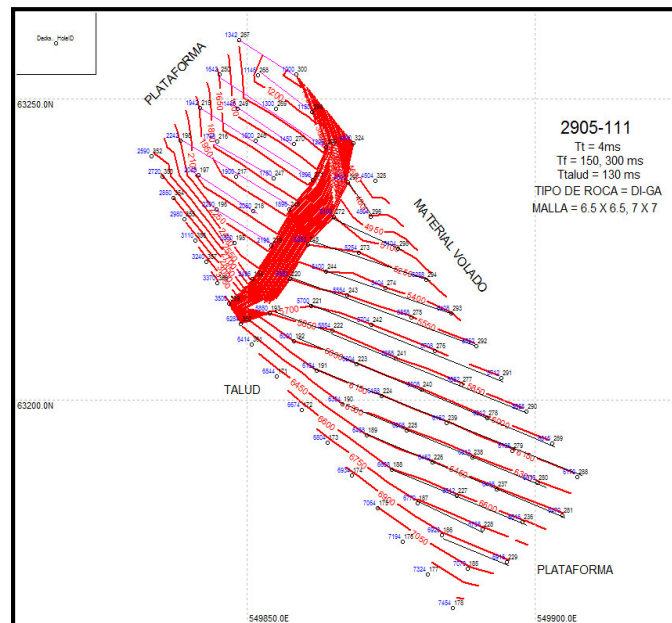
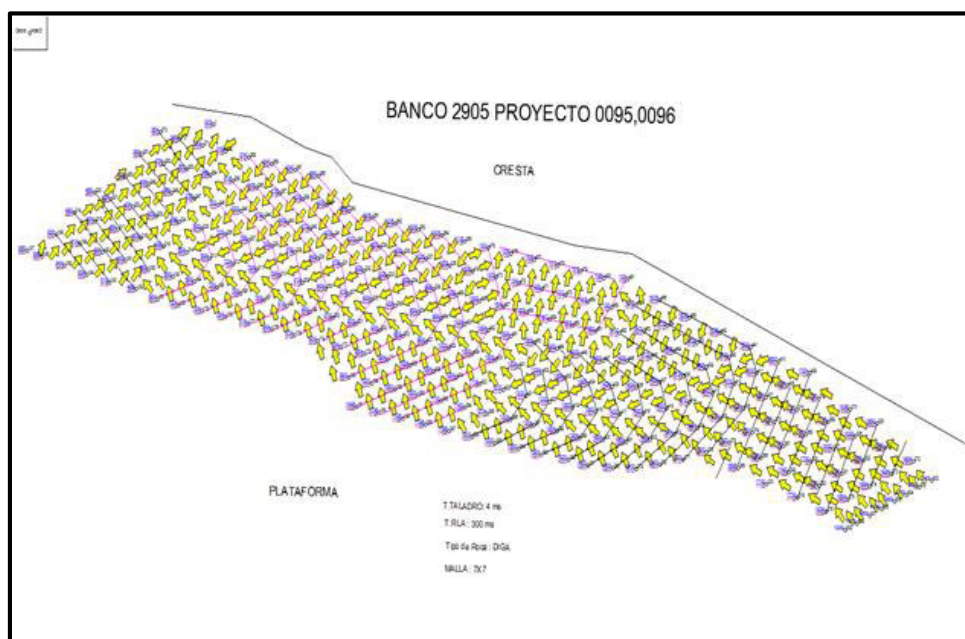


Figura N° 5.23: Comportamiento de Desplazamiento de Material



5.5.4 Formas de efectuar una voladura de producción con doble iniciación electrónica

Disparo de una voladura de producción.- Antes de que detone el primer taladro de producción, es muy importante secuenciar la voladura en dirección longitudinal hacia el talud, con la finalidad de no patear hacia la cara del talud de banco. La secuencia de voladura puede ser en "V" o en Echelon, dependiendo del diseño de perforación, y tomando como referencia la orientación de las estructuras del macizo rocoso.

Figura N° 5.24: Voladura de producción





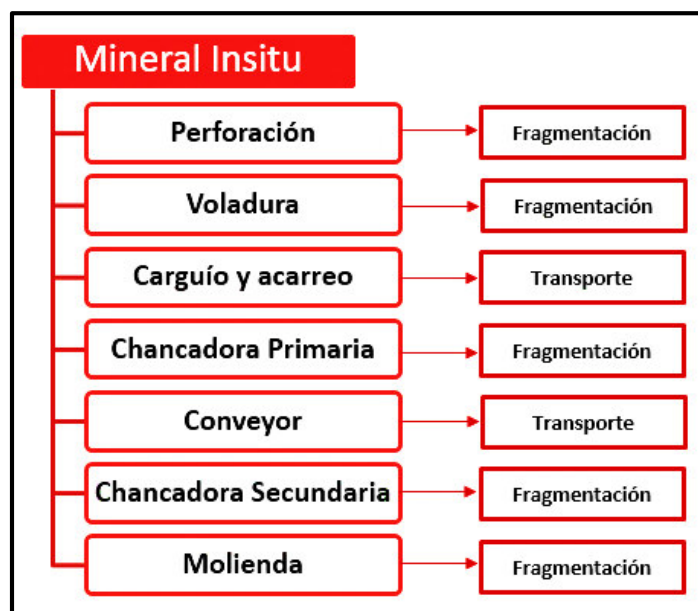
5.6 EVALUACIÓN DE LOS RESULTADOS DE LA VOLADURA CON LA APLICACIÓN DE LA DOBLE INICIACION ELECTRONICA

Una buena voladura, es aquel capaz de lograr una buena fragmentación, con niveles de vibraciones que no perjudiquen las paredes ni la estabilidad de los taludes, y que asimismo, es capaz de no emitir gases nitrosos o contaminantes al medio ambiente, por otro lado, existen otras variables de medición, como un análisis visual a través de los llenados de las tolvas de los volquetes, de los tiempos de carguío de las palas, después del análisis de fragmentación después de la voladura a través de software de voladura.

5.6.1 Resultados de Voladura con la aplicación de la doble iniciación electrónica

Una de las actividades principales de todo yacimiento minero, es controlar el grado de fragmentación de la roca después de la voladura, sobre todo en zona de mineral donde se requiere un porcentaje de granulometría adecuada para un carguío y transporte eficiente, tanto en las palas y volquetes respectivamente; así como el requerimiento granulométrico de la chancadora en planta. En la siguiente imagen podemos observar como el 90 % de todo el proceso de mina se basa de acuerdo a los resultados de la fragmentación de roca.

Figura N°5.25 La variable aleatoria Fragmentación



En estudios realizados en diferentes minas del mundo, sobre el concepto de incrementar o invertir más en perforación y voladura, y lograr obtener mejores resultados en costos y eficiencia en el proceso minero y de la conminución de la roca, en las siguiente tabla podemos observar las diferencias de los costos de energía que existe en las diferentes etapas de conminución de la roca.

Figura N° 5.26 La inversión en la fragmentación

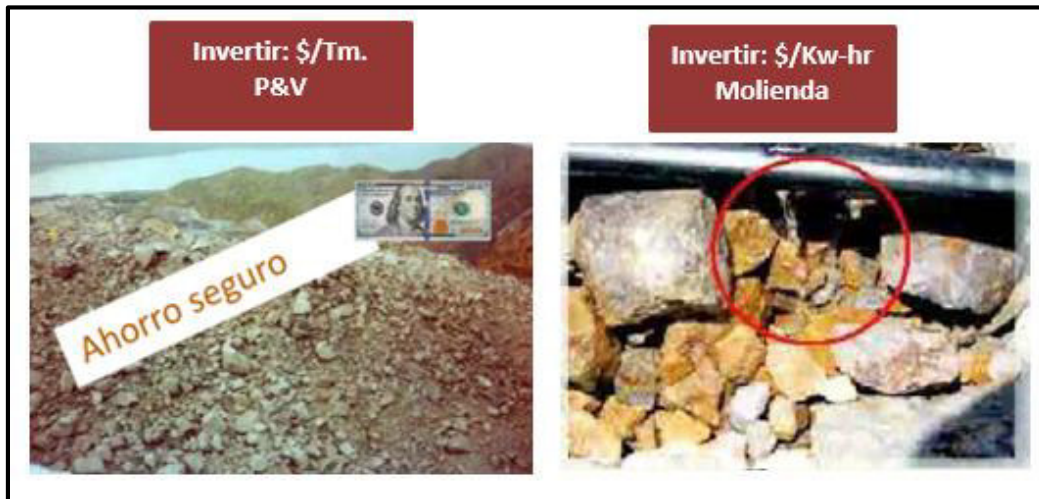
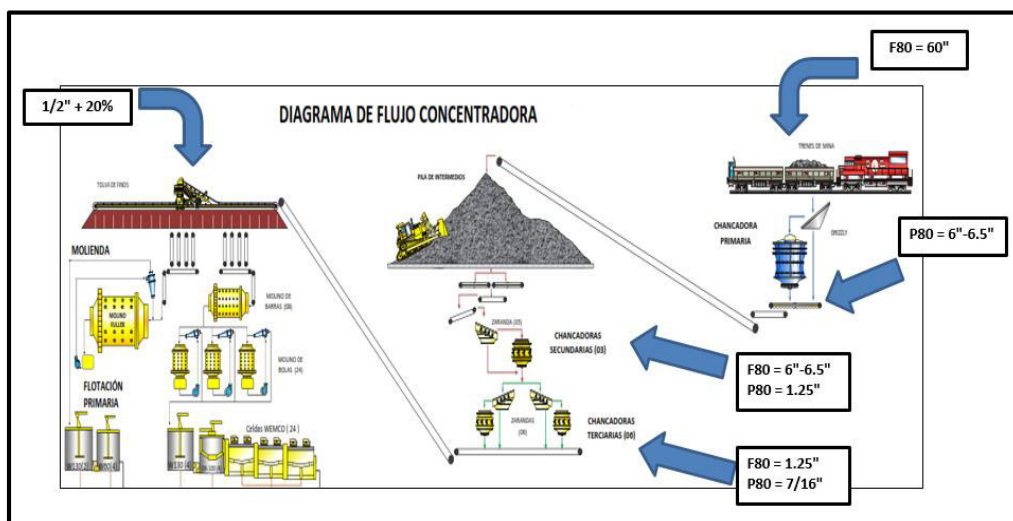


Tabla N° 5.6 Modelo de optimización de costo del proceso minero metalúrgico

Operación	Feed Size (cm)	Product size (cm)	Work input (Kw-h/Tm.)	Energy Cost (\$/Tm)
Explosivo	∞	40	0.24	0.087
Chancado primario	40	10.2	0.23	0.016
Chancado secundario	10.2	1.91	0.61	0.043
Molienda	1.91	0.0053	19.35	1.35
Total			20.43	1.5

Figura N° 5.27 Flow sheet con sus respectivas entradas y salidas de tamaños de granulometría.



Como resultado de una buena fragmentación, influye en el desempeño de los equipos de acarreo en este caso los Komatsu 830E de 240 t. Veamos en las siguientes graficas como es su influencia.

Figura N° 5.28 Fragmentación y Desempeño de Equipos

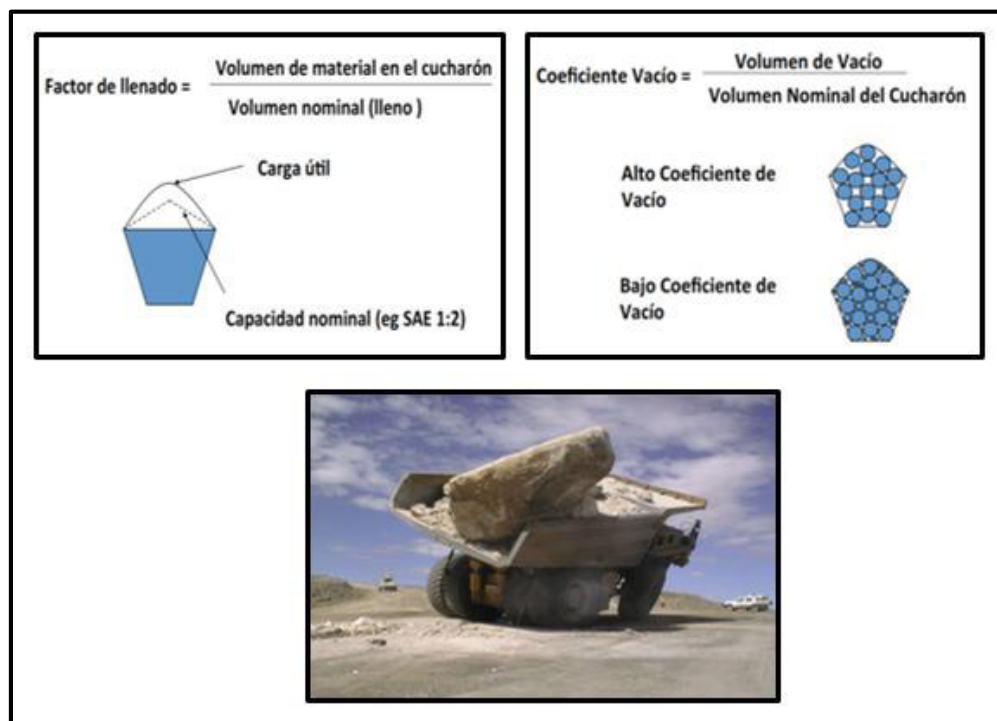
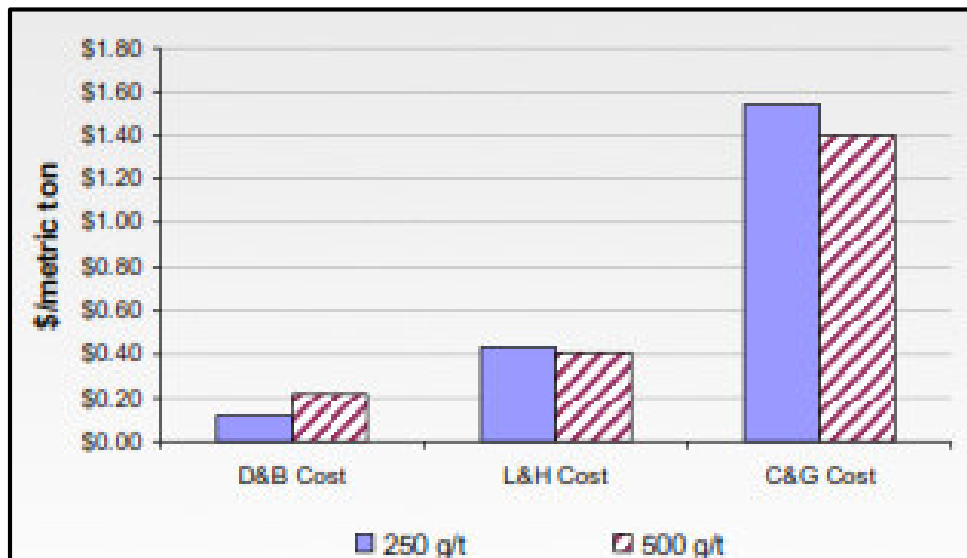


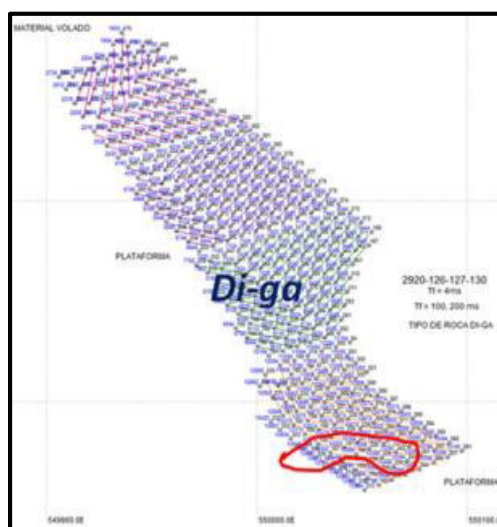
Figura N°5.29 Diferencias de costos en los diferentes proceso del negocio minero de acuerdo al factor de carga (kg/t)



5.7 Análisis del proyecto de voladura como línea base

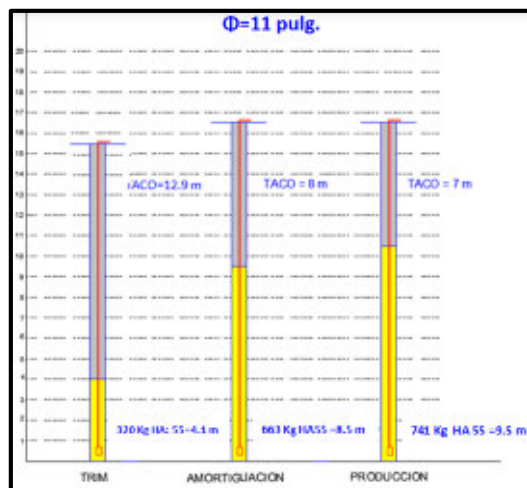
En la fase 3, como línea base se obtiene los resultados de los análisis de fragmentación en las voladuras en zona de mineral, el proyecto de disparo (2920-126-127-130), donde se tuvo un P80 de 27.38 cm. En la figura 1 se puede apreciar el plano del proyecto disparado y la zona de la toma de fotos.

Figura N° 5.30 Plano del disparo línea base y zona de análisis de fragmentación (líneas rojas).



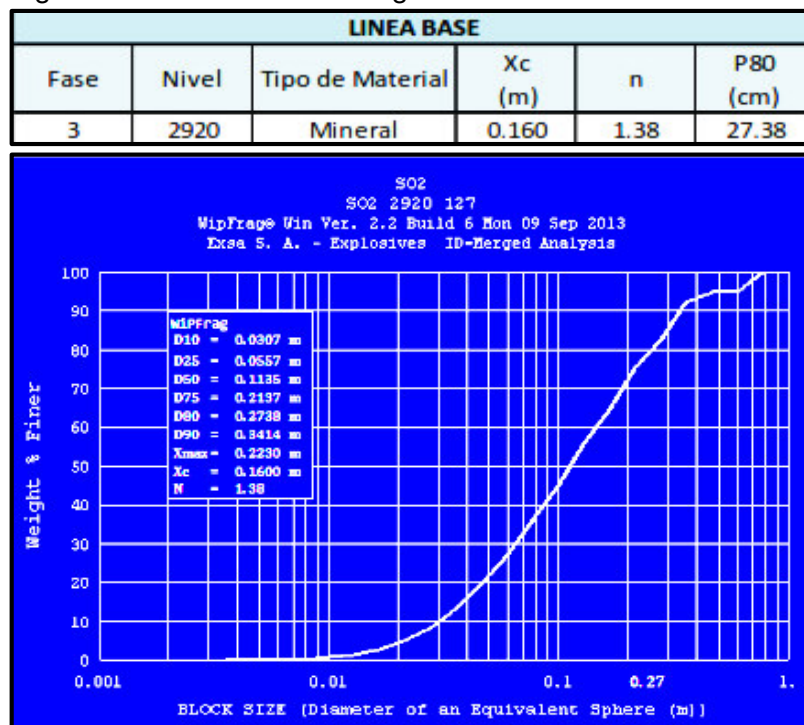
El diseño de la carga, se muestra en la siguiente figura con una densidad del explosivo de HA-55 de 1.27 gr/cc, la densidad lineal es de 78.03 kg/m, en zona de mineral.

Figura N° 5.31 Diseño de Carga de Línea Base



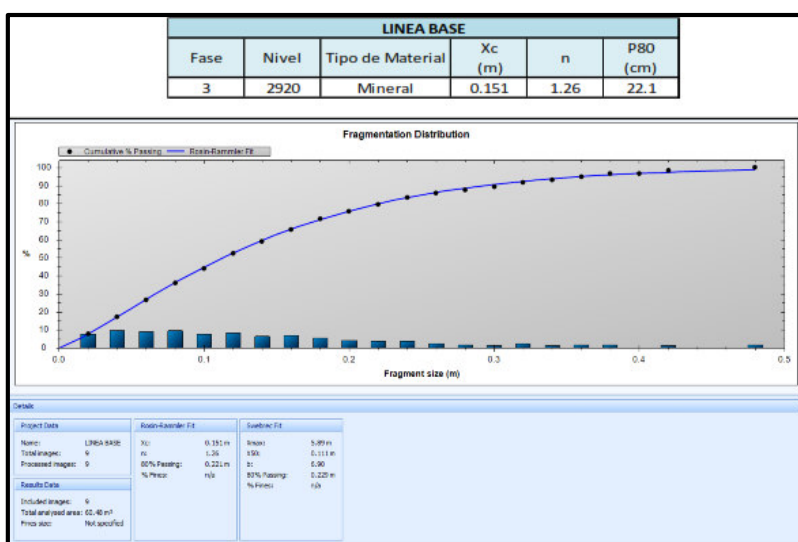
Como resultado del proyecto línea base obtenemos los siguientes resultados con las fotos obtenidas en el sector indicado del proyecto.

Figura N° 5.32 Análisis de fragmentación de Línea Base



También con las mismas fotos del proyecto de línea base, se realizaron otras pruebas en otros software de voladura, para validar el P₈₀ del proyecto, se utilizó el PowerSieve.

Figura N° 5.33 Análisis de fragmentación en PowerSieve



Entonces como parámetro de la fragmentación de la roca tenemos al P_{80} donde nos indica que es de 22.1 cm del proyecto de línea base.

5.8 Análisis de las pruebas de voladuras a desarrollarse con la doble iniciación electrónica

1. A continuación veremos el seguimiento, el análisis y el estudio de las pruebas que se desarrollaron en las mismas condiciones de roca, y observar la mejora del resultado en la fragmentación.

- **La voladura con doble iniciación se realizó en el nivel 2905-095-096**

Tabla N° 5.7 Datos de voladura

Banco:	2905
Proyecto:	095, 096
N° de taladros:	486
Tiempo Taladro:	4 ms
Tiempo Fila:	300 ms
Comentarios:	Se realizó en 3 paquetes diferenciado en 1000 ms.

Figura N° 5.34 Diseño de carguío de doble iniciación

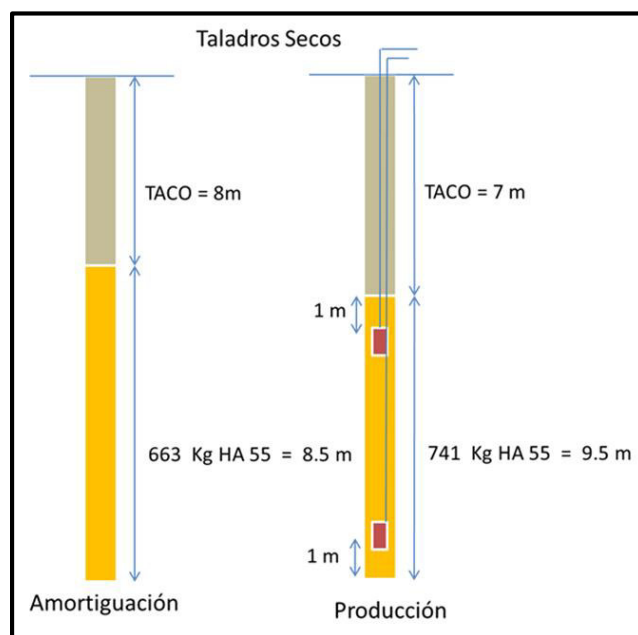


Figura N° 5.35 Diseño y Secuencia de Fuego

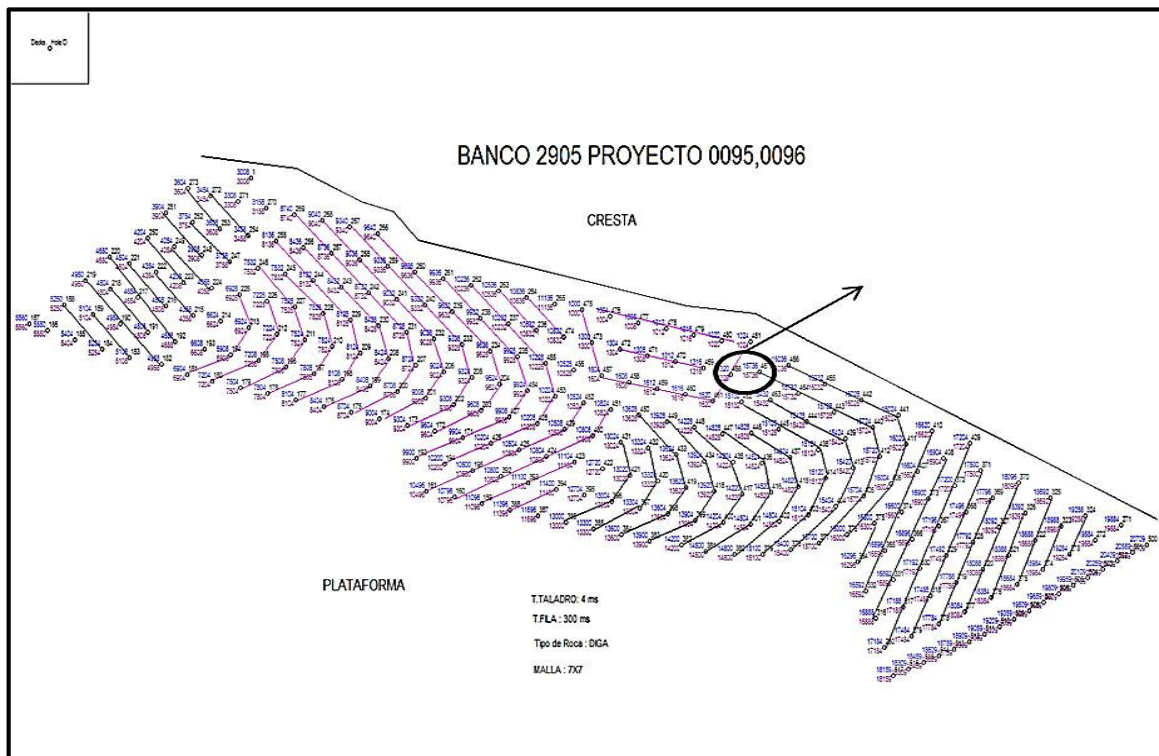
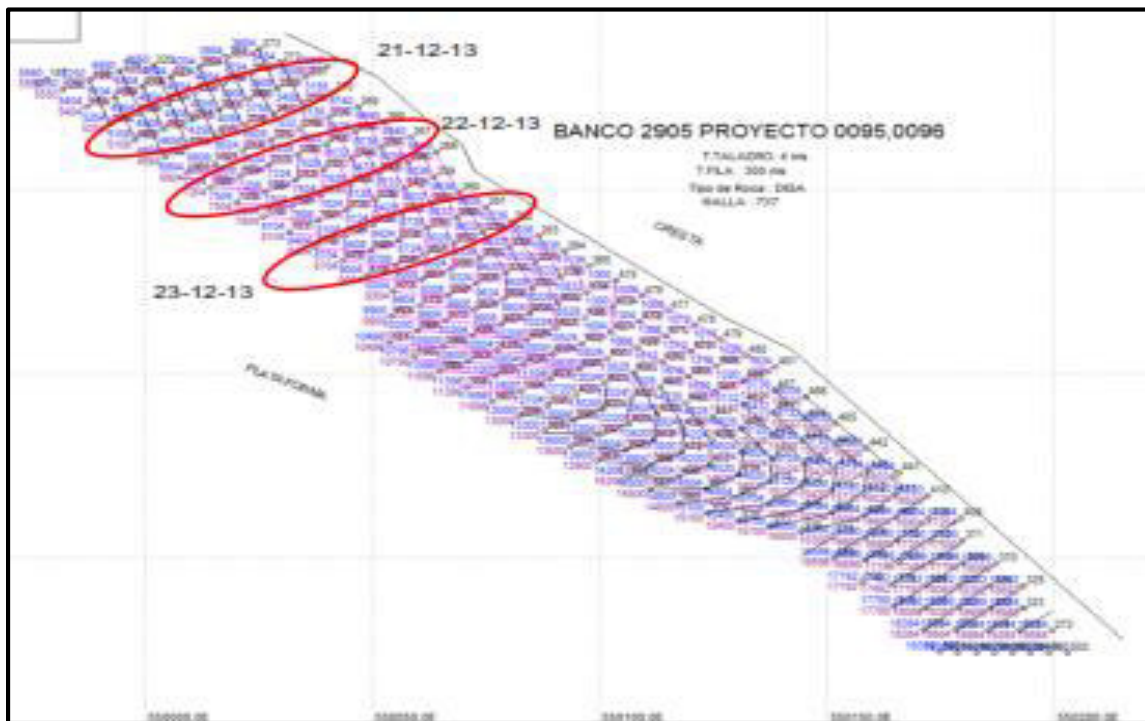


Figura N° 5.36 Zonas de análisis de Fragmentación



Se ha realizado análisis de 49 fotos tomadas en las zonas marcadas con rojo en la figura N°8 en donde la pala ha estado avanzando, las cuales fueron analizadas con el Software PowerSieve dando como resultado un P80 = 17.5 cm. Estas fotos fueron tomadas en Nv. 2905 de los proyectos 095-096

Figura N° 5.37 Análisis de Fragmentación de las zonas marcadas

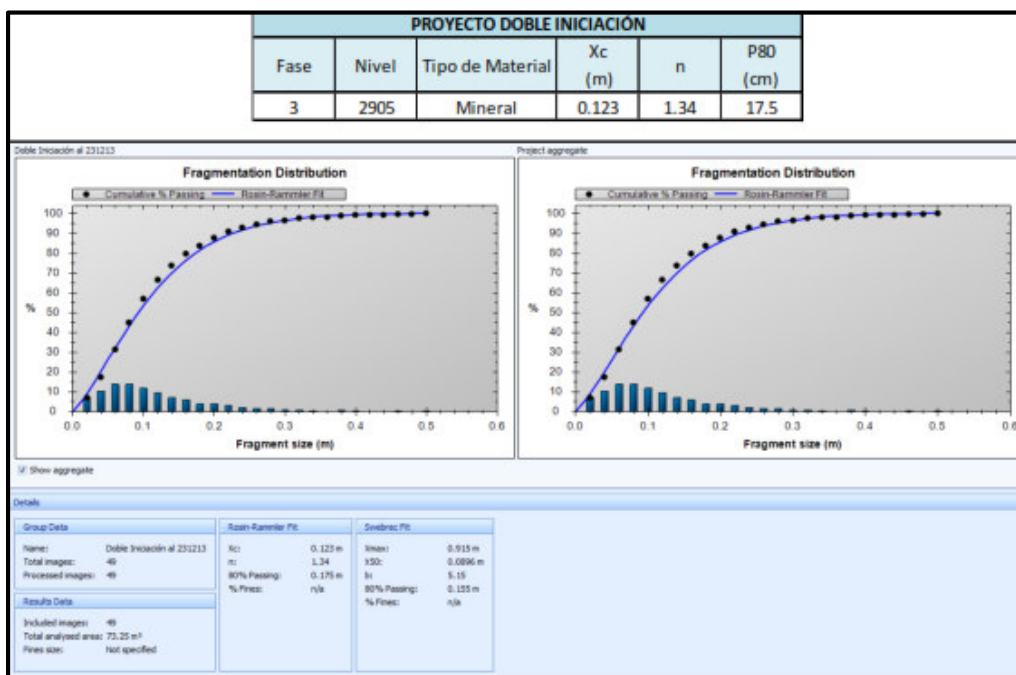


Figura N° 5.38 Fotos tomadas en Nv 2905



- **Comparación de tiempos de carguío**

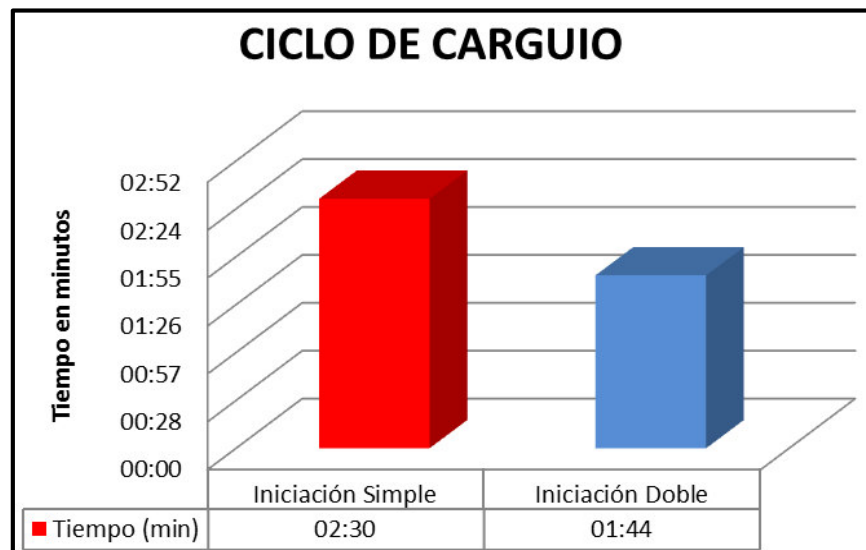
Figura N° 5.39 Llenados de camiones 830EC de 240 t.



Se han tomado Fotos del Carguío de una de las palas del proyecto con doble iniciación y de algunos camiones con material, mostrando una buena fragmentación y una buena capacidad de llenado de las tolvas de los camiones.

- ✓ **Tiempo en Línea Base: Promedio 2:30 min.**
- ✓ **Tiempo con disparo doble iniciación: Promedio 1:44 min.**
- ✓ **Se reduce en tiempo de carguío en un 31%**

Figura N° 5.40 Comparación de tiempos de ciclo de carguío



- **Cuadro comparativo de los costos por taladro**

Tabla N° 5.8 costos de explosivo por taladro, según tipo de iniciación

Taladro de Amortiguación					Taladro de Amortiguación				
COSTOS DE UNA SOLA INICIACIÓN	Unidad	P.U	Cantidad	Costo (US\$)	COSTOS DE DOBLE INICIACIÓN	Unidad	P.U	Cantidad	Costo (US\$)
Nitrato de Amonio	TM	670.7	0.31	207.92	Nitrato de Amonio	TM	670.7	0.31	207.92
Emulsion Matriz	TM	593	0.33	195.69	Emulsion Matriz	TM	593	0.33	195.69
Diesel	GL	3.8	3.07	11.67	Diesel	GL	3.8	3.07	11.67
Fanel Primadet	EA	2.29	1	2.29	Fanel Primadet	EA	2.29	2	4.58
Detonador Electronico	EA	24	1	24.00	Detonador Electronico	EA	24	2	48.00
Cable Conexión	m	0.22	8	1.76	Cable Conexión	m	0.22	8	1.76
Booster 2 Lb	EA	6.02	1	6.02	Booster 2 Lb	EA	6.02	2	12.04
				\$ 449.34					\$ 481.65
Taladros de Producción					Taladro de Producción				
COSTOS DE UNA SOLA INICIACIÓN	Unidad	P.U	Cantidad	Costo (US\$)	COSTOS DE DOBLE INICIACIÓN	Unidad	P.U	Cantidad	Costo (US\$)
Nitrato de Amonio	TM	670.7	0.35	234.745	Nitrato de Amonio	TM	670.7	0.35	234.745
Emulsion Matriz	TM	593	0.37	219.41	Emulsion Matriz	TM	593	0.37	219.41
Diesel	GL	3.8	3.43	13.034	Diesel	GL	3.8	3.43	13.034
Fanel Primadet	EA	2.29	1	2.29	Fanel Primadet	EA	2.29	2	4.58
Detonador Electronico	EA	24	1	24	Detonador Electronico	EA	24	2	48
Cable Conexión	m	0.22	8	1.76	Cable Conexión	m	0.22	8	1.76
Booster 2 Lb	EA	6.02	1	6.02	Booster 2 Lb	EA	6.02	2	12.04
				\$ 501.26					\$ 533.57

Tabla N° 5.9 Porcentaje de Incremento de (US\$/tal.)

	INICIACIÓN ESTÁNDAR (US\$/Tal)	INICIACIÓN DOBLE (US\$/Tal)	% INCREMENTO
TALADROS DE AMORTIGUACIÓN	449.34	481.65	7.19
TALADROS DE PRODUCCIÓN	501.26	533.57	6.45

Tabla N° 5.10 Diferencias de costos de voladura en (US\$/t)

Voladura con Inicio Estandar	Taladros cargados	\$/Taladro	Altura (m)	Burden (m)	Espac (m)	Volumen (m3)	Tonelaje TM
Taladros Amortiguación	46	20,670	16.5	7	6.06	32,197	88,960
Taldros Producción	197	98,748	16.5	7	6.06	137,886	380,980
costo por explosivo		119,418					469,939
Voladura con Inicio Estandar	Taladros cargados	\$/Taladro	Altura (m)	Burden (m)	Espac (m)	Volumen (m3)	Tonelaje TM
Taladros Amortiguación	46	22,156	16.5	7	6.06	32,197	88,960
Taldros Producción	197	105,113	16.5	7	6.06	137,886	380,980
costo por explosivo		127,269					469,939
	INICIACION ESTANDAR	INICIACION DOBLE	INCREMENTO				
	(US\$/TN)	(US\$/TN)	(\$/TN)				
COSTO TOTAL DE VOLADURA	0.25	0.27	0.02				

Resultados

- En la Zona de Mineral (Fase 3) se está teniendo una reducción del 21% a 36% en el P_{80} según los análisis realizados. En el Nv. 2920 se tuvo un P_{80} de 27.38 cm vs. El P_{80} del Nivel 2905 con doble iniciación que fue de 17.5 cm.
 - Se tiene una reducción del tiempo de carguío del 31% según los datos analizados.
 - Se tiene un incremento del 7% entre los costos por taladro de Iniciación con un detonador y doble iniciación.
 - El incremento de costos en accesorios es el responsable del incremento de perforación y voladura pero a cambio se recibe una mejor fragmentación en la zona de Mineral, cuyos beneficios se aprecian en todo su alcance en el chancado y molienda.
 - Se tiene un incremento de 0.02 \$/ton con el uso de doble iniciación.
2. Otra de las **voladura con doble iniciación que se realizo fue la 2905-95(2)-117**, como referencia de línea base tenemos la misma voladura que se dio en un nivel arriba (2920-126-127-130). La voladura prueba de doble iniciación con taco de 6 m, se puede apreciar el plano del proyecto disparado y la zona de la toma de las fotos.

Tabla N° 5.11 Datos de voladura

Banco:	2905
Proyecto:	095(2), 117
Nº de taladros:	128
Tiempo Taladro:	4 ms
Tiempo Fila:	150 ms
Comentarios:	Se realizó en 3 paquetes diferenciado en 1000 ms.

Figura N° 5.41 Evaluando el índice SD

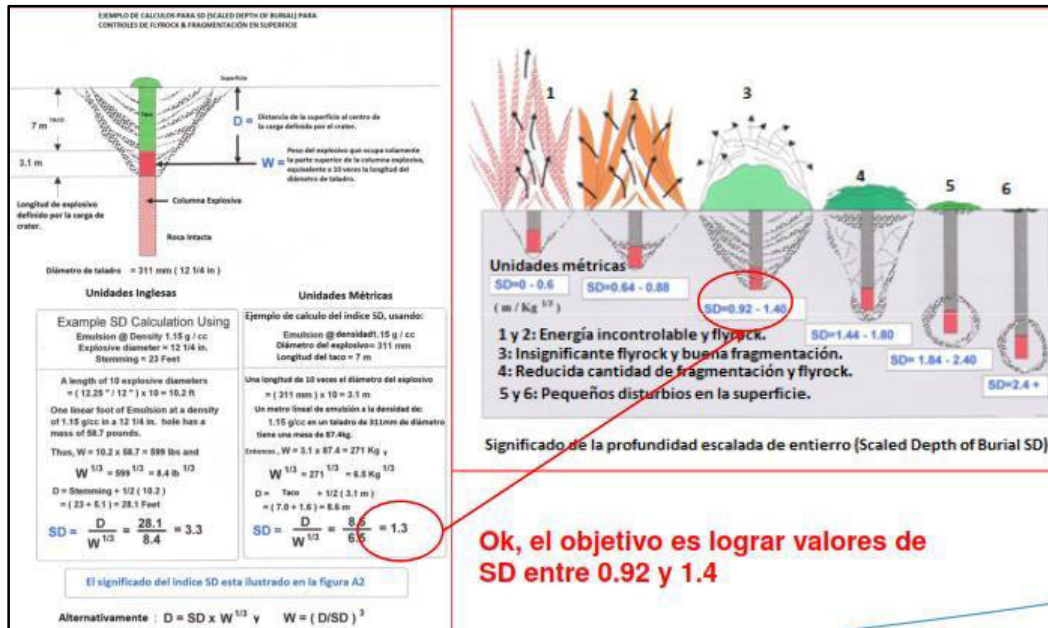


Figura N° 5.42 Evaluando el índice SD para la longitud de taco de 6 m. en diámetro de 11"

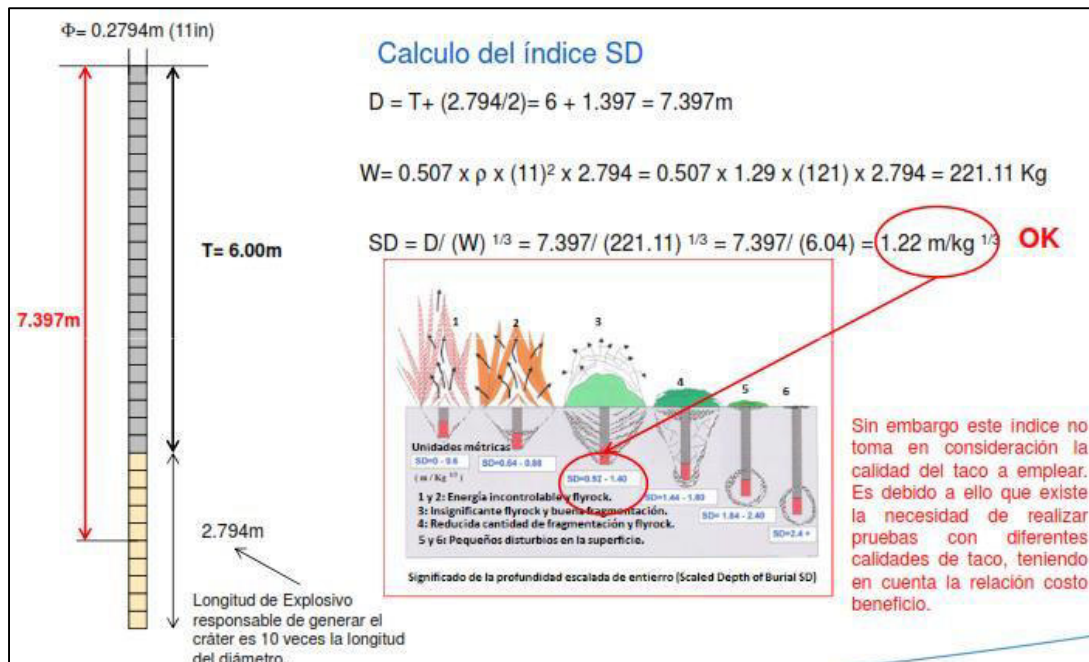


Figura N° 5.43 Diseño de carguío con doble iniciación y taco de 6 m.

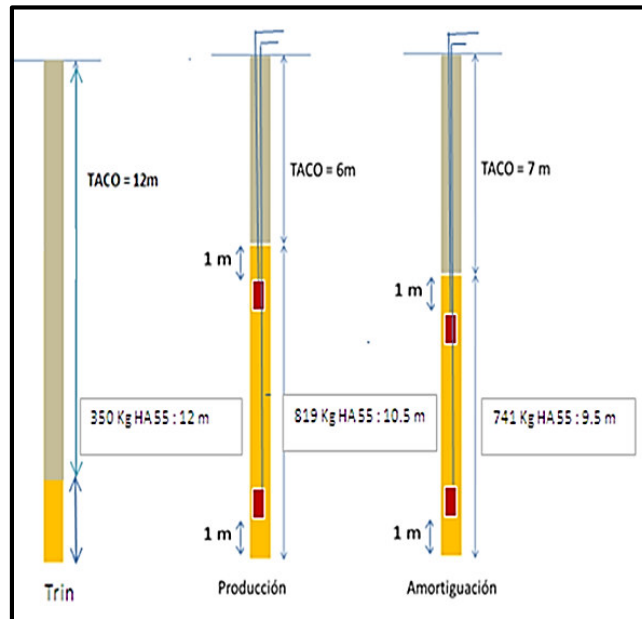


Figura N° 5.44 Diseño y Secuencia de Fuego

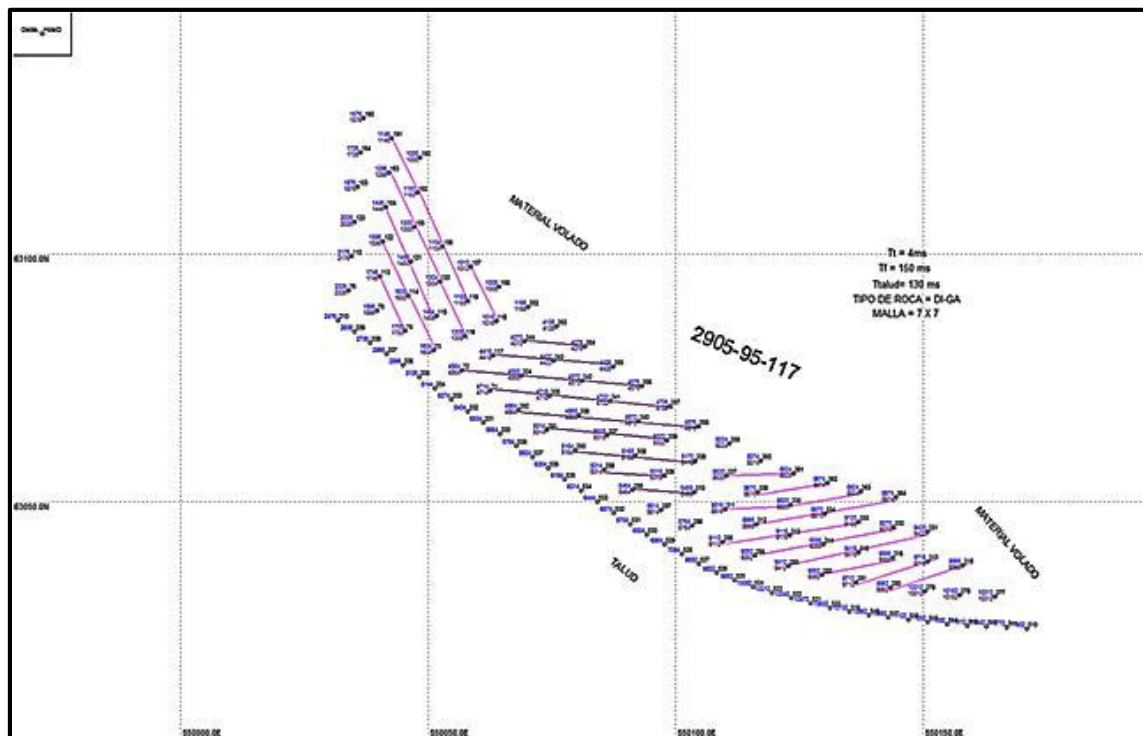
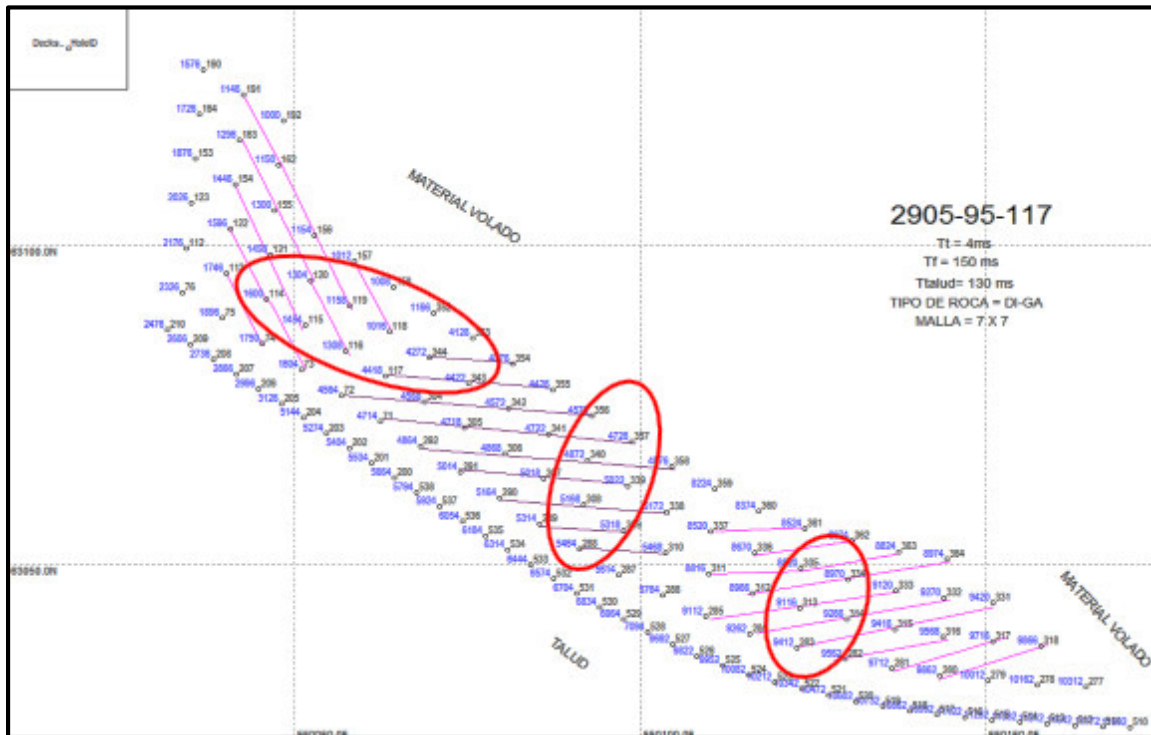


Figura N° 5.45 Zonas de análisis de fragmentación



Se ha realizado el análisis de 39 fotos las cuales fueron analizadas con el software PowerSieve dando como resultado un $P_{80} = 16.1$ cm. En la figura se muestran el análisis de fragmentación.

Figura N° 5.46 Análisis de Fragmentación

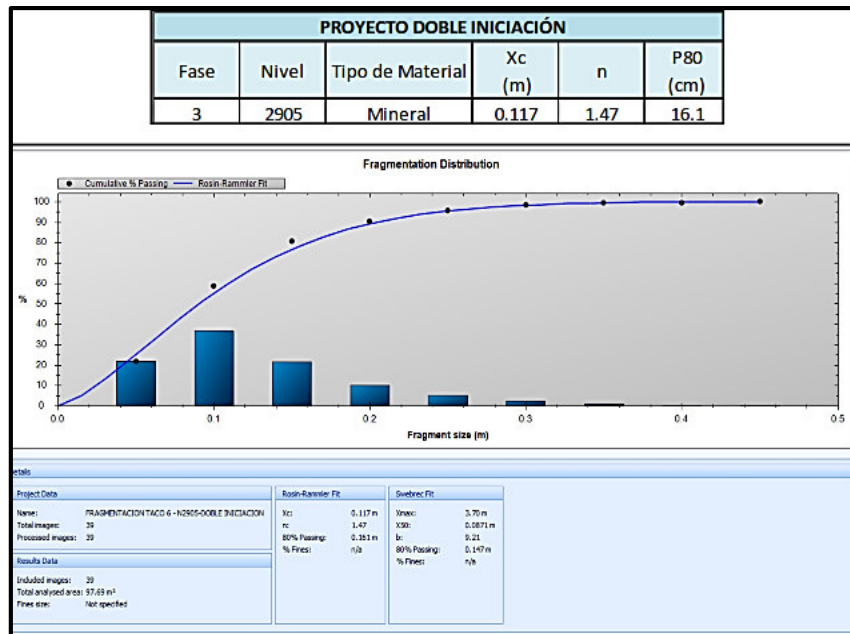


Figura N° 5.47 Foto de fragmentación de la voladura



- **Resultados Comparativos de la fragmentación**

Se tiene un cuadro comparativo de la iniciación simple y de la doble iniciación con taco 6m.

Tabla N° 5.12 Comparativo de análisis de fragmentación

COMPARACIÓN DE FRAGMENTACIÓN					
Fase	Nivel	Tipo de Material	P80 Linea Base (cm)	P80 Doble Iniciación (cm)	% Variación de Fragmentación
3	2920	Mineral	27.38	16.1	41%

- **Comparación de tiempo de carguío de material volado**

Se han tomado fotos de carguío de la Pala del proyecto con doble iniciación y de algunos camiones con material mostrando una buena fragmentación.

Figura N° 5.48 Foto de carguío de mineral



- ✓ **Tiempo en Línea Base: Promedio 2:30 min.**
- ✓ **Tiempo con disparo doble iniciación: Promedio 1:40 min.**
- ✓ **Se reduce en tiempo de carguío en un 33%**

Figura N° 5.55 Comparación de tiempos de ciclo de carguío

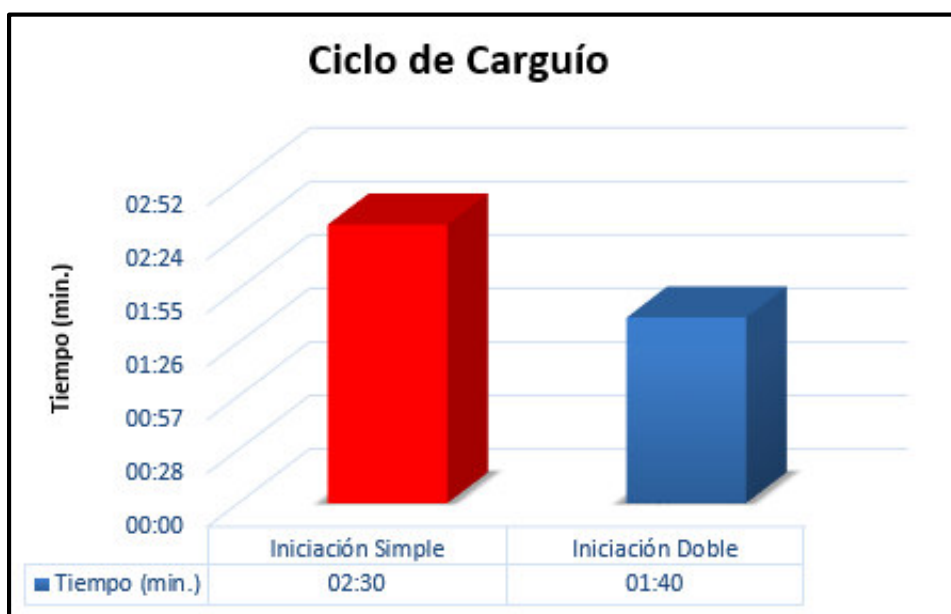


Tabla N° 5.13 Comparación de costos iniciación simple vs iniciación doble

COMPARATIVO DE COSTOS POR TALADRO SEGÚN EL TIPO DE INICIACIÓN									
COSTO POR TALADRO - INICIACIÓN SIMPLE					COSTO POR TALADRO - INICIACIÓN DOBLE				
Tipo de Material : MINERAL					Tipo de Material : MINERAL				
Taladro de Amortiguación					Taladro de Amortiguación				
COSTOS DE INICIACIÓN SIMPLE	Unidad	P.U	Cantidad	Costo (US\$)	COSTOS DE DOBLE INICIACIÓN	Unidad	P.U	Cantidad	Costo (US\$)
Nitrato de Amonio	TM	671.5	0.31	208.17	Nitrato de Amonio	TM	671.5	0.35	235.03
Emulsion Matriz	TM	592.6	0.33	195.56	Emulsion Matriz	TM	592.6	0.37	219.26
Diesel	GL	3.8	3.07	11.67	Diesel	GL	3.8	3.43	13.03
Fanel Primadet	EA	2.39	1	2.39	Fanel Primadet	EA	2.39	2	4.78
Detonador Electronico	EA	24	1	24.00	Detonador Electronico	EA	24	2	48.00
Cable Conexión	m	0.22	8	1.76	Cable Conexión	m	0.22	8	1.76
Booster 2 Lb	EA	6.02	1	6.02	Booster 2 Lb	EA	6.02	2	12.04
				\$ 449.56					\$ 533.90
Taladros de Producción					Taladro de Producción				
COSTOS DE INICIACIÓN SIMPLE	Unidad	P.U	Cantidad	Costo (US\$)	COSTOS DE DOBLE INICIACIÓN	Unidad	P.U	Cantidad	Costo (US\$)
Nitrato de Amonio	TM	671.5	0.35	235.025	Nitrato de Amonio	TM	671.5	0.38	255.17
Emulsion Matriz	TM	592.6	0.37	219.262	Emulsion Matriz	TM	592.6	0.41	242.966
Diesel	GL	3.8	3.43	13.034	Diesel	GL	3.8	3.79	14.402
Fanel Primadet	EA	2.39	1	2.39	Fanel Primadet	EA	2.39	2	4.78
Detonador Electronico	EA	24	1	24	Detonador Electronico	EA	24	2	48
Cable Conexión	m	0.22	8	1.76	Cable Conexión	m	0.22	8	1.76
Booster 2 Lb	EA	6.02	1	6.02	Booster 2 Lb	EA	6.02	2	12.04
				\$ 501.49					\$ 579.12

Tabla N° 5.14 Porcentaje de incremento de los costos de voladura

	INICIACIÓN SIMPLE (US\$/Tal)	INICIACIÓN DOBLE (US\$/Tal)	% INCREMENTO
TALADROS DE AMORTIGUACIÓN	449.56	533.90	18.8
TALADROS DE PRODUCCIÓN	501.49	579.12	15.5

Tabla N° 5.15 Incremento de costos con la doble iniciación electrónica

Voladura con Iniciación Estandar	Taladros cargados	\$/taladro	Altura (m)	Burden (m)	Espac. (m)	Volumen (m3)	Tonelaje (TM)
Taladros Amortiguación	49	22,028	16.5	7.00	7.00	39,617	109,342
Taladros Produccion	40	20,060	16.5	7.00	7.00	32,340	89,258
Costo total de explosivo		42,088				Ton total	198,600
Voladura con Doble Iniciación	Taladros cargados	\$/taladro	Altura (m)	Burden (m)	Espac. (m)	Volumen (m3)	Tonelaje (TM)
Taladros Amortiguación	49	26,161	16.5	7.00	7.00	39,617	109,342
Taladros Produccion	40	23,165	16.5	7.00	7.00	32,340	89,258
Costo total de explosivo		49,326				Ton total	198,600
	INICIACIÓN ESTÁNDAR (US\$/TN)	INICIACIÓN DOBLE (US\$/TN)	INCREMENTO (\$/TON)				
Costo Total de Voladura	0.212	0.248	0.036				

Resultados

- En la Zona de Mineral (Fase 3) se ha tenido una reducción del 41% en el P_{80} , según los análisis realizados. En el Nv. 2920 se tuvo un P_{80} de 27.38 cm vs. El P_{80} del Nivel 2905 que fue de 16.1 cm.
- Se tiene una reducción del tiempo de carguío del 33% según los datos analizados.
- Se tiene un incremento del 16% entre los costos por taladro de Iniciación con un detonador y doble iniciación.
- El incremento de costos en accesorios es el responsable del incremento de perforación y voladura pero a cambio se recibe una mejor fragmentación en la zona de Mineral, cuyos beneficios se aprecian en todo su alcance en el chancado y molienda.
- Se tiene un incremento de 0.036 \$/ton con el uso de doble iniciación.

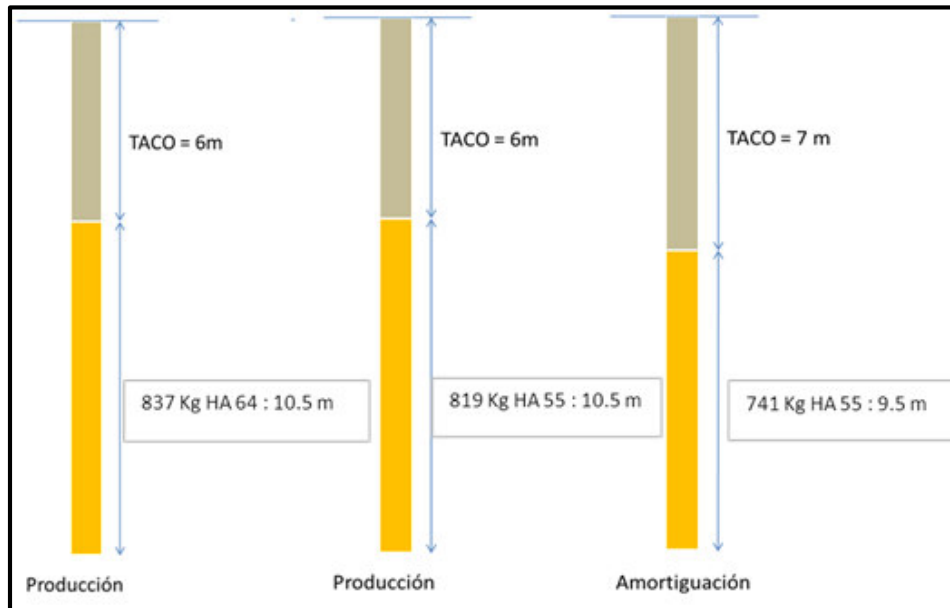
3. Otras pruebas de la doble iniciación con taco de 6 m y malla equilátera de 6.5 m de espaciamiento.

En la Fase 3 de la Mina los resultados de fragmentación obtenidos en las voladuras en la Zona de Mineral en términos de P_{80} están en el rango de: 22 cm – 30 cm. Como parte de la Mejora continua se ha implementado el iniciar los proyectos con Doble iniciación, para mejorar la fragmentación en dicha Zona.

Una de las voladuras con doble iniciación se realizó en el Nivel 2905-111-110-118-109. Se ha realizado el Análisis de Fragmentación de esa zona obteniendo un P_{80} de 17.9 cm. El Análisis de fragmentación de la línea Base (2920-124) se tuvo un P_{80} de 32.5 cm. Obteniéndose como resultado una reducción del 45% en el P_{80} .

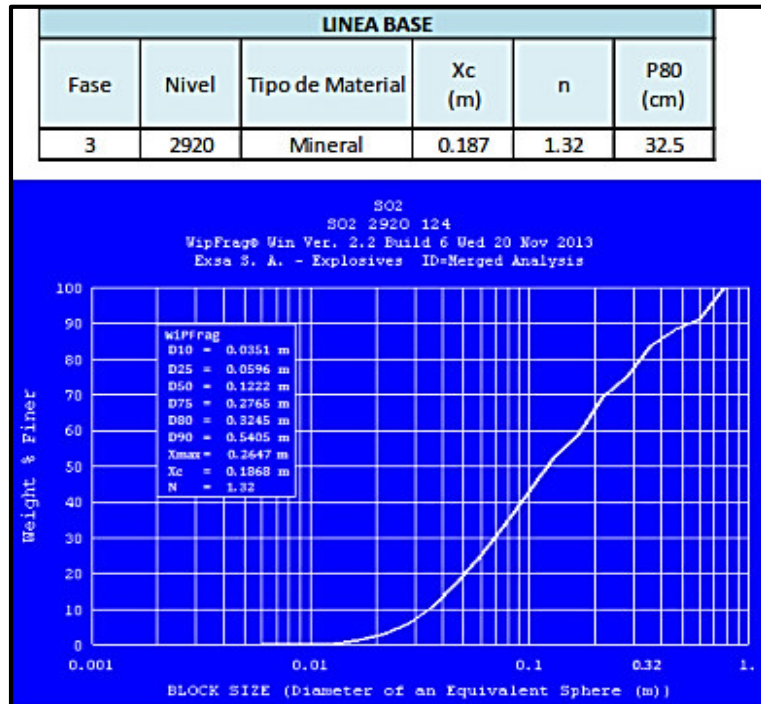
Además se ha realizado el análisis del tiempo de carguío obteniéndose una reducción del 17% en Volquetes de 240 t. según los datos analizados.

Figura N°5.51 Diseño de carga



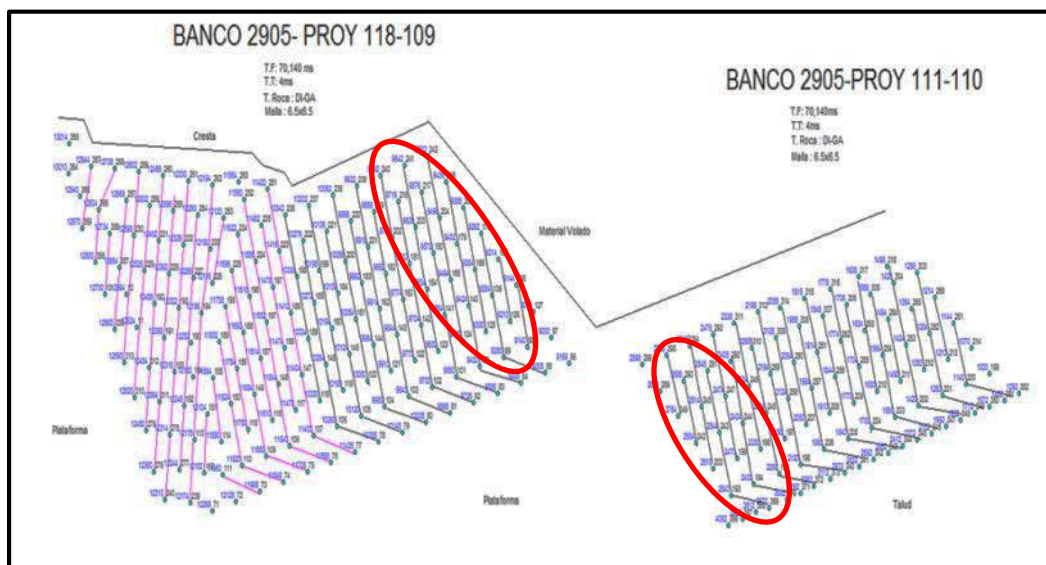
Para el Análisis de Fragmentación se ha tomado como Línea Base las Fotos tomadas en el Nivel 2920 en los Proyectos 124 de la Fase 3 (Zona de Mineral), las cuales fueron analizadas obteniendo un $P_{80} = 32$ cm.

Figura 5.52 se muestra el análisis de fragmentación



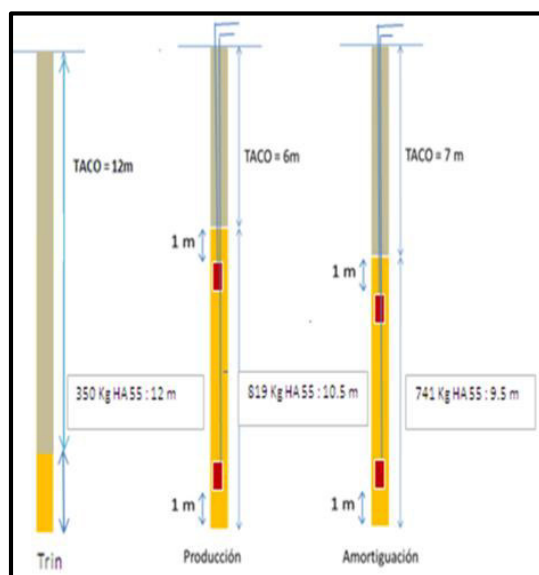
Se ha realizado la **voladura de prueba de doble iniciación con taco de 6 metros en el Nivel 2905** Proyecto 111-110-118-109. En la Figura 4 se puede apreciar el plano del Proyecto disparado y la zona de la toma de las fotos:

Figura N° 5.53 Proyecto de disparo y las zonas de análisis de fragmentación



El diseño de carga, fue el siguiente, densidad del HA55= 1.27 gr/cc, la densidad lineal = 78.03 Kg/m, Zona de Mina: Mineral:

Figura N° 5.54 Diseño de carga de doble iniciación con taco 6



Se ha realizado análisis de 39 fotos las cuales fueron analizadas con el Software PowerSieve dando como resultado un $P_{80} = 17.9$ cm. Estas fotos fueron tomadas en Nv. 2905 de los proyectos 111-110-118-109. En la Figura 6 se muestra el análisis de fragmentación:

Figura N° 5.55 Análisis de fragmentación del proyecto disparado

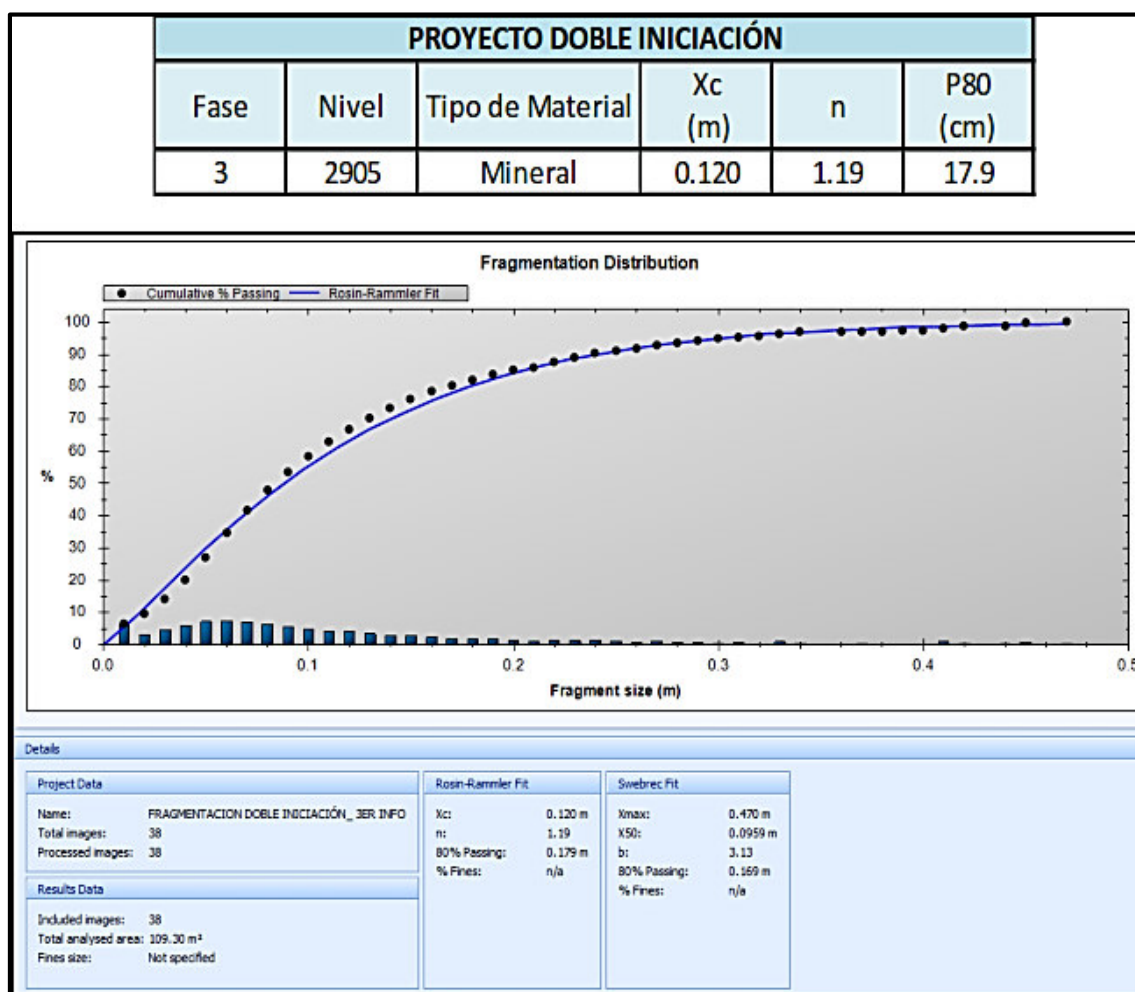


Figura N° 5.56 Fotos de voladura del proyecto de doble iniciación



- **Resultados Comparativos de la Fragmentación**

Figura 5. 57cuadro comparativo de la Iniciación Simple (Línea Base) vs Iniciación Doble

COMPARACIÓN DE FRAGMENTACIÓN TACO 6					
Fase	Nivel	Tipo de Material	P80 Linea Base (cm)	P80 Doble Iniciación (cm)	% Variación de Fragmentación
3	2920	Mineral	32.5	17.9	45%

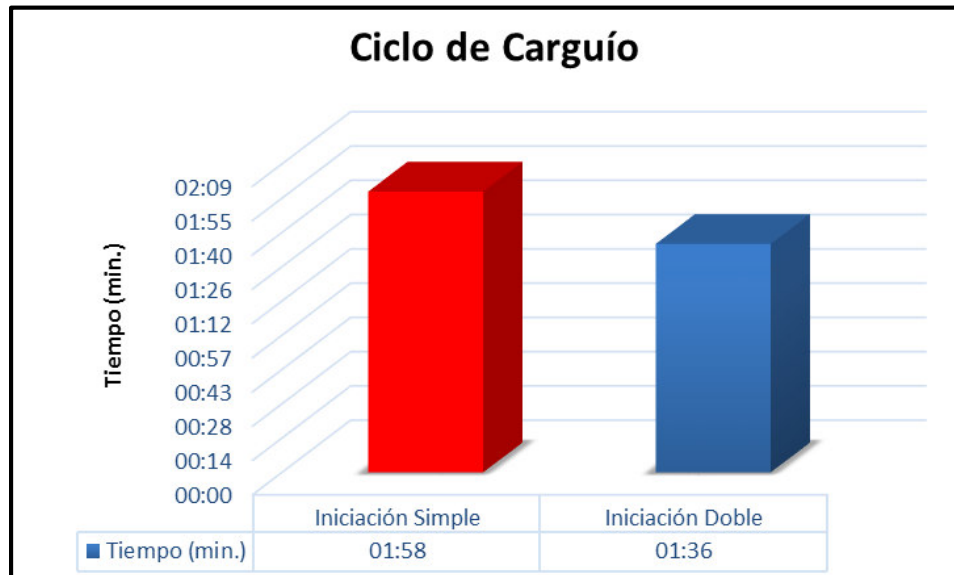
- **Comparación de Tiempo de Carguío del Material Volado**

Figura 5.58 Fotos del Carguío de la Pala 2 del proyecto con doble iniciación



- ✓ **Tiempo en Línea Base: Promedio 1:58 min.**
- ✓ **Tiempo con disparo doble iniciación: Promedio 1:36 min.**
- ✓ **Se reduce en tiempo de carguío en un 17%**

Figura 5.59 tiempo de carguío de la pala



- **Comparación de Costos**

Tabla N° 5.16 cuadro comparativo de costo por taladro:

COMPARATIVO DE COSTOS POR TALADRO SEGÚN EL TIPO DE INICIACIÓN									
COSTO POR TALADRO - INICIACIÓN SIMPLE					COSTO POR TALADRO - INICIACIÓN DOBLE				
Tipo de Material : MINERAL					Tipo de Material : MINERAL				
Taladro de Amortiguación					Taladro de Amortiguación				
COSTOS DE INICIACIÓN SIMPLE	Unidad	P.U	Cantidad	Costo (US\$)	COSTOS DE DOBLE INICIACIÓN	Unidad	P.U	Cantidad	Costo (US\$)
Nitrato de Amonio	TM	671.5	0.31	208.17	Nitrato de Amonio	TM	671.5	0.35	235.03
Emulsion Matriz	TM	592.6	0.33	195.56	Emulsion Matriz	TM	592.6	0.37	219.26
Diesel	GL	3.8	3.07	11.67	Diesel	GL	3.8	3.43	13.03
Fanel Primadet	EA	2.39	1	2.39	Fanel Primadet	EA	2.39	2	4.78
Detonador Electronico	EA	24	1	24.00	Detonador Electronico	EA	24	2	48.00
Cable Conexión	m	0.22	8	1.76	Cable Conexión	m	0.22	8	1.76
Booster 2 Lb	EA	6.02	1	6.02	Booster 2 Lb	EA	6.02	2	12.04
				\$ 449.56					\$ 533.90
Taladros de Producción					Taladro de Producción				
COSTOS DE INICIACIÓN SIMPLE	Unidad	P.U	Cantidad	Costo (US\$)	COSTOS DE DOBLE INICIACIÓN	Unidad	P.U	Cantidad	Costo (US\$)
Nitrato de Amonio	TM	671.5	0.35	235.025	Nitrato de Amonio	TM	671.5	0.38	255.17
Emulsion Matriz	TM	592.6	0.37	219.262	Emulsion Matriz	TM	592.6	0.41	242.966
Diesel	GL	3.8	3.43	13.034	Diesel	GL	3.8	3.79	14.402
Fanel Primadet	EA	2.39	1	2.39	Fanel Primadet	EA	2.39	2	4.78
Detonador Electronico	EA	24	1	24	Detonador Electronico	EA	24	2	48
Cable Conexión	m	0.22	8	1.76	Cable Conexión	m	0.22	8	1.76
Booster 2 Lb	EA	6.02	1	6.02	Booster 2 Lb	EA	6.02	2	12.04
				\$ 501.49					\$ 579.12

	INICIACIÓN SIMPLE (US\$/Tal)	INICIACIÓN DOBLE (US\$/Tal)	% INCREMENTO
TALADROS DE AMORTIGUACIÓN	449.56	533.90	18.8
TALADROS DE PRODUCCIÓN	501.49	579.12	15.5

Tabla N° 5.17 Análisis de costos en (\$/t)

Voladura con Iniciación Estandar	Taladros cargados	\$/taladro	Altura (m)	Burden (m)	Espac. (m)	Volumen (m3)	Tonelaje (TM)
Taladros Amortiguación	49	22,028	16.5	7.00	7.00	39,617	109,342
Taladros Produccion	40	20,060	16.5	7.00	7.00	32,340	89,258
Costo total de explosivo		42,088				Ton total	198,600

Voladura con Doble Iniciación	Taladros cargados	\$/taladro	Altura (m)	Burden (m)	Espac. (m)	Volumen (m3)	Tonelaje (TM)
Taladros Amortiguación	49	26,161	16.5	7.00	7.00	39,617	109,342
Taladros Produccion	40	23,165	16.5	7.00	7.00	32,340	89,258
Costo total de explosivo		49,326				Ton total	198,600

	INICIACIÓN ESTÁNDAR (US\$/TN)	INICIACIÓN DOBLE (US\$/TN)	INCREMENTO (s/TON)
Costo Total de Voladura	0.212	0.248	0.036

Resultados

- En la Zona de Mineral (Fase 3) se está teniendo una reducción del 45% en el P_{80} según los análisis realizados. En el Nv. 2920 se tuvo un P_{80} de 32.5 cm vs. El P_{80} del Nivel 2905 que fue de 17.9 cm.
- Se tiene una reducción del tiempo de carguío del 17% según los datos analizados.
- Se tiene un incremento del 16% entre los costos por taladro de Iniciación con un detonador y doble iniciación. El incremento de costos en accesorios es el responsable del incremento de perforación y voladura pero a cambio se recibe una mejor fragmentación en la zona de Mineral, cuyos beneficios se aprecian en todo su alcance en el chancado y molienda.
- Se tiene un incremento de 0.036 \$/ton con el uso de doble iniciación.

4. Otra prueba de doble iniciación electrónica con taco de 5.5 m

Siendo actualmente monitoreado el disparo 2905-108-109; al cual se le ha realizado el análisis de fragmentación en la zona de Di-GA (diorita con yeso) obteniendo un P_{80} de 17 cm. Asimismo para poder realizar una comparación más apropiada se ubicó el disparo inmediatamente superior realizado en el 2920, encontrándose el disparo 2920-125, el cual será considerado como línea base para la comparación con el disparo 2905-108-109.

En el disparo de línea base 2920-125 se obtuvo un P_{80} de 21 cm. Obteniéndose como resultado una reducción del P_{80} , del orden del 20%.

Adicionalmente se ha realizado el análisis del tiempo de ciclo de carguío obteniéndose una reducción de dicho tiempo en 25%, empleando Camiones CAT-793 y la Pala N°2.

El objetivo es mejorar la fragmentación que actualmente se posee en la mina en la Zona de Mineral (Fase 3) lograr P_{80} menor o igual a 6.3in (16.1cm).

Se da a conocer el seguimiento que se está realizando al Proyecto en la Fase 3 que se disparó con doble iniciación y Taco de 5.5 metros con el fin de mejorar la fragmentación en dicha Zona de Mineral.

Se ha tomado como línea base el proyecto 2920-125. En la Figura 1 se puede apreciar el plano del Proyecto disparado y la zona de la toma de las fotos.

Figura N° 5.60 Diseño de voladura de la línea base

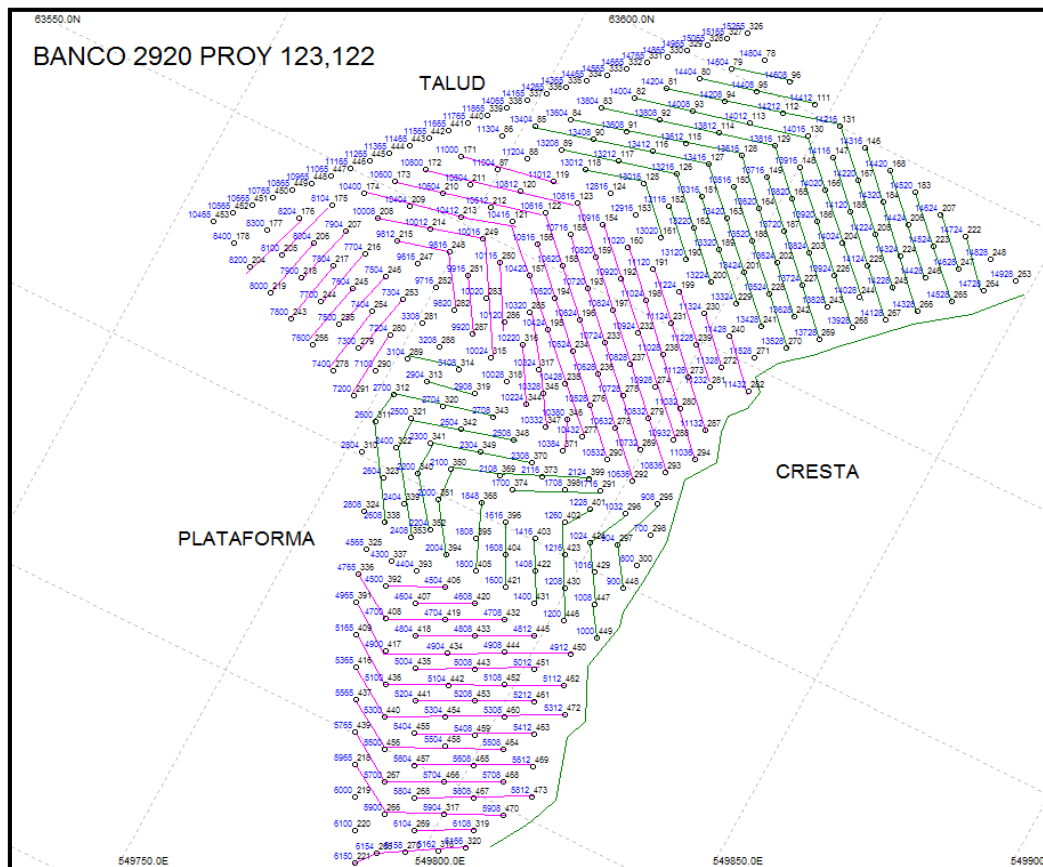


Figura N° 5.61 El diseño de carga con una sola iniciación

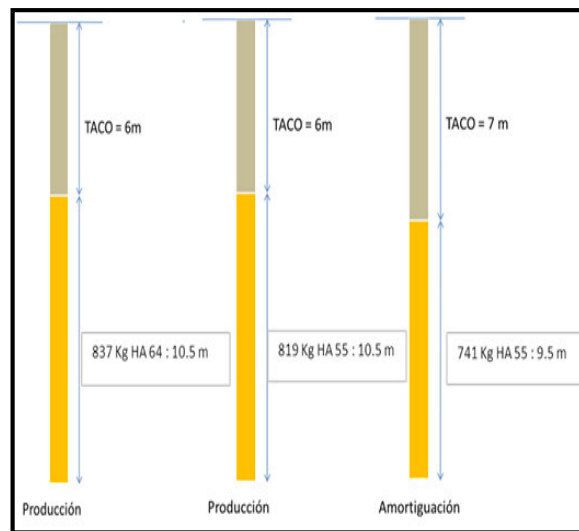
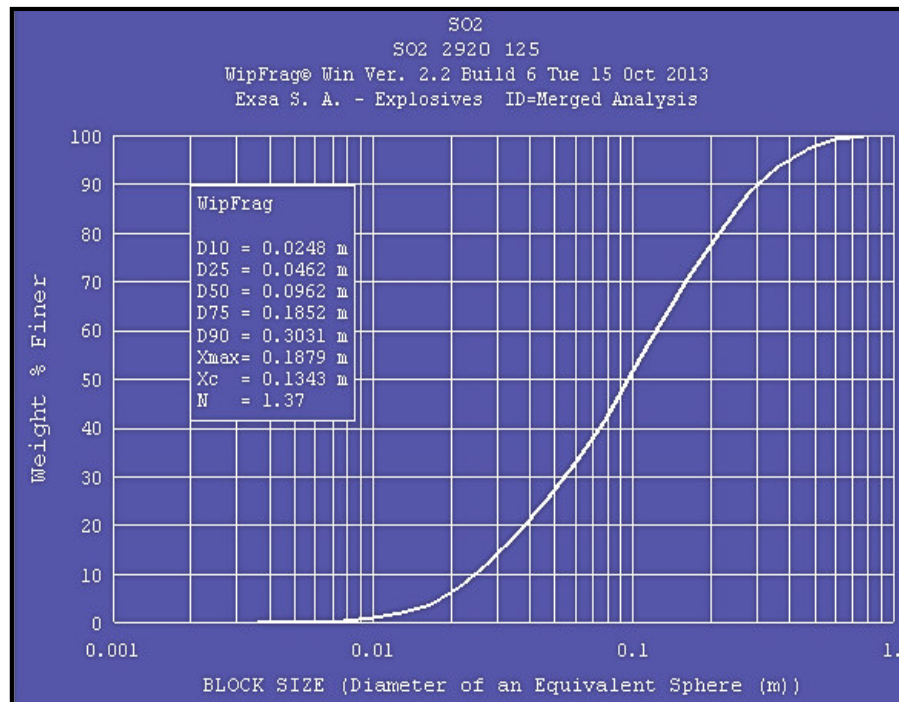


Figura N° 5.62 Análisis de fragmentación de línea base



Se ha realizado la prueba de doble iniciación con taco de 5.5 metros en el Nivel 2905 Proyecto 108 - 109.

En la Figura N°5.63 plano del Proyecto disparado

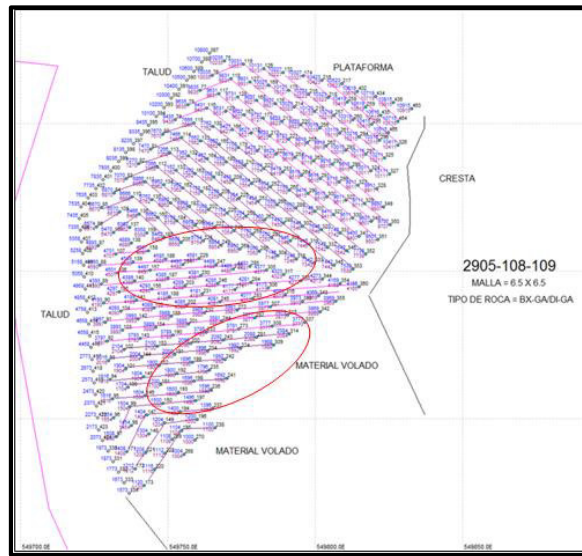
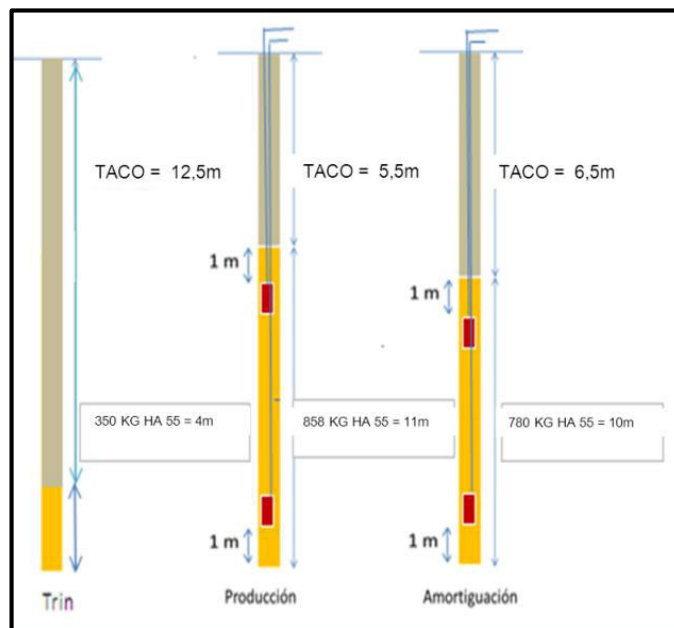


Figura N° 5.64 Diseño de carga con doble iniciación electrónica



Se ha realizado análisis de 30 fotos las cuales fueron analizadas con el Software PowerSieve dando como resultado un $P_{80} = 17$. cm. Estas fotos fueron tomadas en Nv. 2905 de los proyectos 108 - 109.

Figura N°5.65 Muestra del análisis de fragmentación

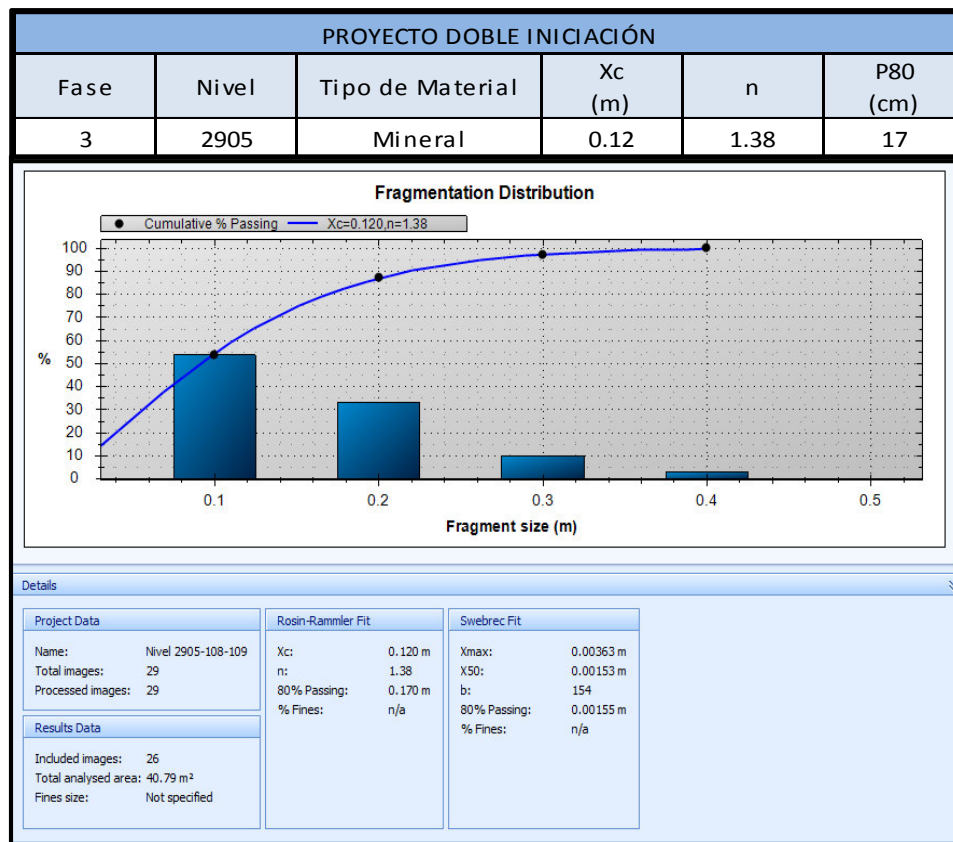


Figura N° 5.66 Foto de voladura



- **Comparación de resultados de la Fragmentación:**

Tabla N° 5.18 comparativo de la Iniciación Simple (Línea Base) vs Iniciación Doble:

PROYECTO DOBLE INICIACIÓN					
Fase	Nivel	Tipo de Material	P80 Línea Base (cm)	P80 Doble Iniciación (cm)	% Variación de Fragmentación
3	2905	Mineral	21	17	20%

- **Comparación de Tiempo de Carguío del Material Volado:**

Figura N°5.67 Fotos del Carguío de la Pala del proyecto con doble iniciación electrónica

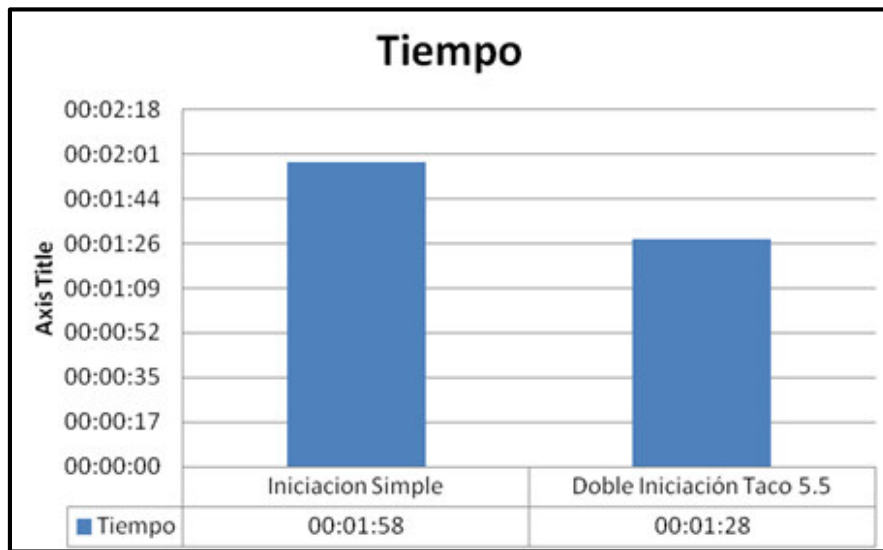


Tabla N° 5.19 Mediciones de tiempos de carguío de la pala

Disparo	Tiempo	% Reduccion
Iniciacion Simple	00:01:58	0%
Doble Iniciación Taco 5.5	00:01:28	25%

- ✓ Tiempo en Línea Base (*): Promedio 1:58 min.
- ✓ Tiempo con disparo doble iniciación (**): Promedio 1:28 min.
- ✓ Se reduce en tiempo de carguío en un 17%

Figura N° 5. 68 Tiempo de carguío de la pala



Resultados:

- El proyecto analizado 2905 108-109 se tuvo un P80: de 17 cm; comparado con el Nv. 2920 se tuvo un P₈₀ de 21 cm, se tuvo una reducción de del 20%.
- Se tiene una reducción del tiempo de carguío del 25% según los datos analizados.
- Se seguirán tomando fotos y realizando el análisis a medida que la Pala va avanzado en el carguío del proyecto 2905 108-109 con taco 5.5 m.

CAPÍTULO VI

RENDIMIENTOS Y COSTOS DE VOLADURA CON LA APLICACIÓN DE LA DOBLE INICIACION ELECTRONICA

6.1 COSTOS DE VOLADURA

6.1.1 Costos de las columnas de carga (Explosivo)

En los capítulos anteriores, se muestran tres columnas de taladros, a través de éstas, desarrollaremos el esquema de costos de la voladura de producción en la mina.

Tabla N° 6.1: Información de proyecto de voladura

Banco:	2905
Proyecto:	095 – 096 (TRAPECIO)
Tipo de Roca:	Di-Ga
Nº de taladros:	243
Tiempo Taladro:	4 ms
Tiempo Fila:	300 ms
Comentarios:	Se realizó en 3 paquetes diferenciado en 1000 ms.
Malla:	6.06 x 7.00
Diámetro de Tal.	11" \equiv 279.4 mm
Tipo de Explosivo:	HA 55
Factor de Carga:	0.38
P80 (cm)	17.5

Figura N° 6.1: Diseño de Carga

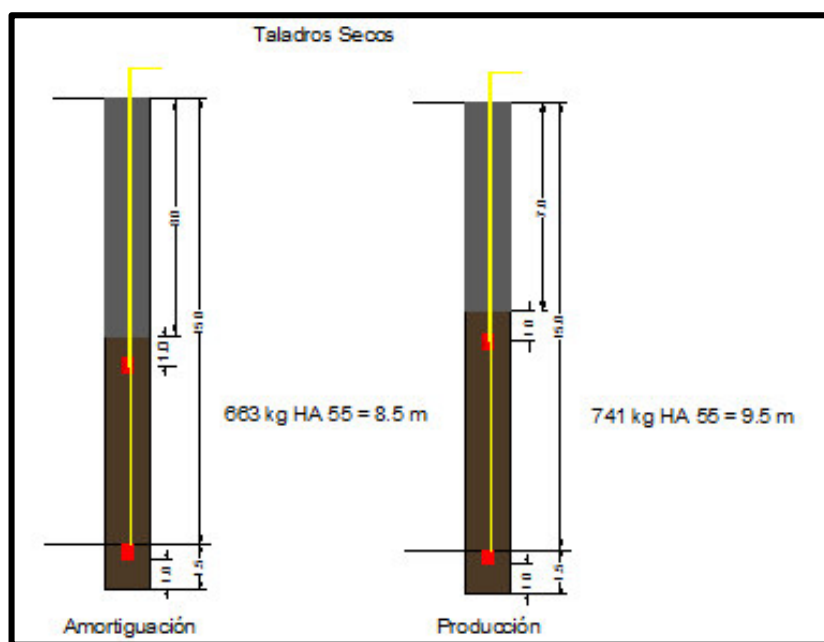


Figura N° 6.4 Diseño de voladura, Isotiemplos Desplazamiento del material.

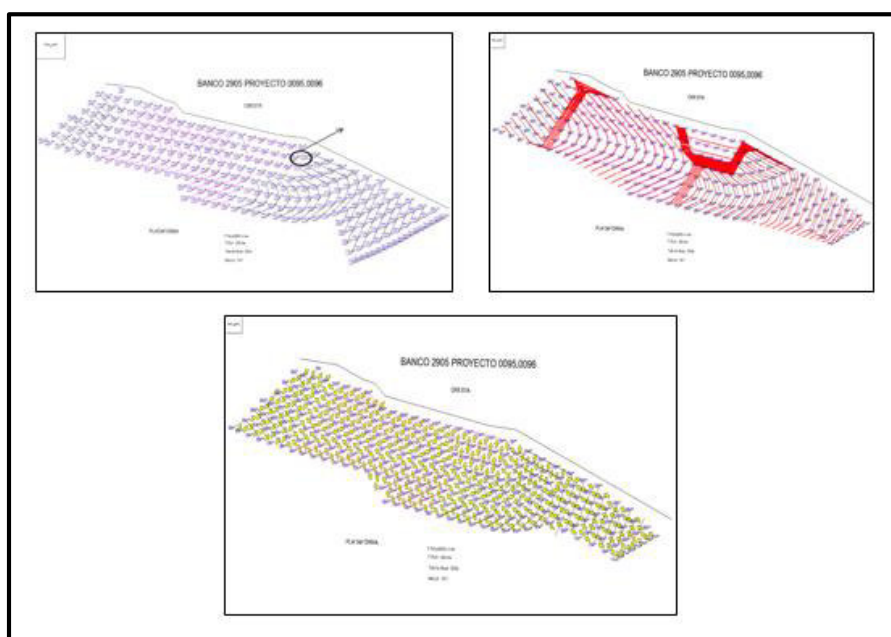


Tabla N° 6.2 Costos de perforación y voladura de la doble iniciación electrónica

TONELAJE TOTAL	
AREA DE INFLUENCIA	42 m2
VOLUMEN POR TALADRO	700 m3
NUMERO DE TALADROS	243
VOLUMEN TOTAL	170,139 m3
DENSIDAD DE LA ROCA	2.76 g/cc
TONELAJE	469,584 TN

CANTIDAD DE EXPLOSIVOS

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	CANT. DE EXPLOSIVO POR TAL.	CONSUMO TOTAL
TAL. AMORTIGUACION	46	663	30,498.00
TAL. PRODUCCION	197	741	145,977.00
			176,475.00

COSTO POR PERFORACIÓN

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO POR TAL. PERFORADO	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	46	181.5	8,349.00
TAL. PRODUCCION	197	181.5	35,755.50
			44,104.50

COSTO POR EXPLOSIVO

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO EXPLOSIVO POR TAL.	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	46	425	19,550.00
TAL. PRODUCCION	197	475	93,575.00
			113,125.00

COSTO POR ACCESORIOS

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO ACCESORIOS POR TAL.	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	46	64.62	2,972.52
TAL. PRODUCCION	197	64.62	12,730.14
			15,702.66

COSTO POR LABOR

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO POR TALADRO	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	46	12.5	575.00
TAL. PRODUCCION	197	12.5	2,462.50
			3,037.50

Tabla N° 6.3 Información de proyecto de voladura

Banco:	2905
Proyecto:	095(2) - 117 (ECHELON)
Tipo de Roca:	Di-Ga
Nº de taladros:	128
Tiempo Taladro:	4 ms
Tiempo Fila:	150ms
Comentarios:	Se realizó en 3 paquetes diferenciado en 1000 ms.
Malla:	6.06 x 7
Diámetro de Tal.	11" \equiv 279.4 mm
Tipo de Explosivo:	HA 55
Factor de Carga:	0.40
P80 (cm)	16.1

Figura N° 6.3 Diseño de carga de iniciación doble con taco de 6 m.

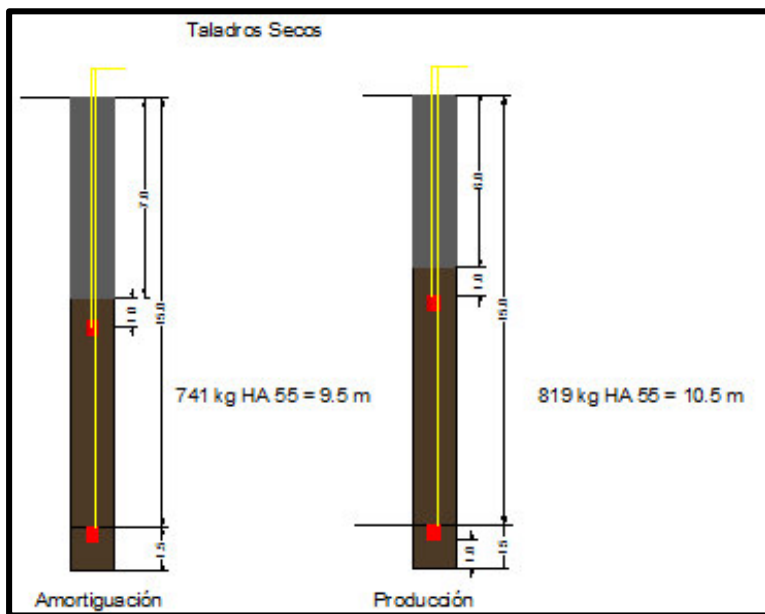


Figura N° 6.4 Diseño de voladura con doble iniciación electrónica

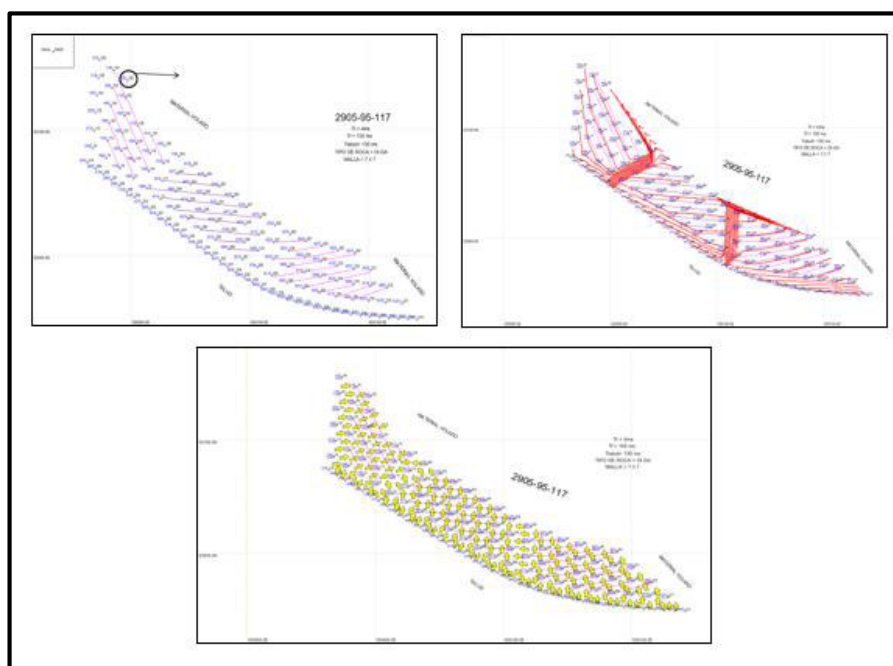


Tabla N° 6.4 Costos de perforación y voladura de la doble iniciación electrónica

TONELAJE TOTAL	
AREA DE INFLUENCIA	42 m ²
VOLUMEN POR TALADRO	700 m ³
NUMERO DE TALADROS	89
VOLUMEN TOTAL	62,314 m ³
DENSIDAD DE LA ROCA	2.76 g/cc
TONELAJE	171,988 TN

CANTIDAD DE EXPLOSIVOS

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	CANT. DE EXPLOSIVO POR TAL.
TAL. AMORTIGUACION	49	741
TAL. PRODUCCION	40	819

COSTO POR PERFORACIÓN

CANTIDAD DE TALADROS	Nº TAL	COSTO POR TAL. PERFORADO
TAL. AMORTIGUACION	49	181.5
TAL. PRODUCCION	40	181.5

COSTO POR EXPLOSIVO

CANTIDAD DE TALADROS	Nº TAL	COSTO EXPLOSIVO POR TAL.
TAL. AMORTIGUACION	49	475
TAL. PRODUCCION	40	525

COSTO POR ACCESORIOS

CANTIDAD DE TALADROS	Nº TAL	COSTO ACCESORIOS POR TAL.
TAL. AMORTIGUACION	49	64.62
TAL. PRODUCCION	40	64.62

COSTO POR LABOR

CANTIDAD DE TALADROS	Nº TAL	COSTO POR TALADRO
TAL. AMORTIGUACION	49	12.5
TAL. PRODUCCION	40	12.5

Tabla N° 6.5: Información de proyecto de voladura

Banco:	2905
Proyecto:	098(2) - 099 (ECHELON)
Tipo de Roca:	Di-Ga
Nº de taladros:	223
Tiempo Taladro:	4 ms
Tiempo Fila:	100ms, 180ms, 200ms
Comentarios:	Se realizó en 3 paquetes diferenciado en 1000 ms.
Malla:	5.63 x 6.50
Diámetro de Tal.	11" \equiv 279.4 mm
Tipo de Explosivo:	HA 55
Factor de Carga:	0.48
P80 (cm)	18

Figura N° 6.5 Diseño de carga de iniciación doble

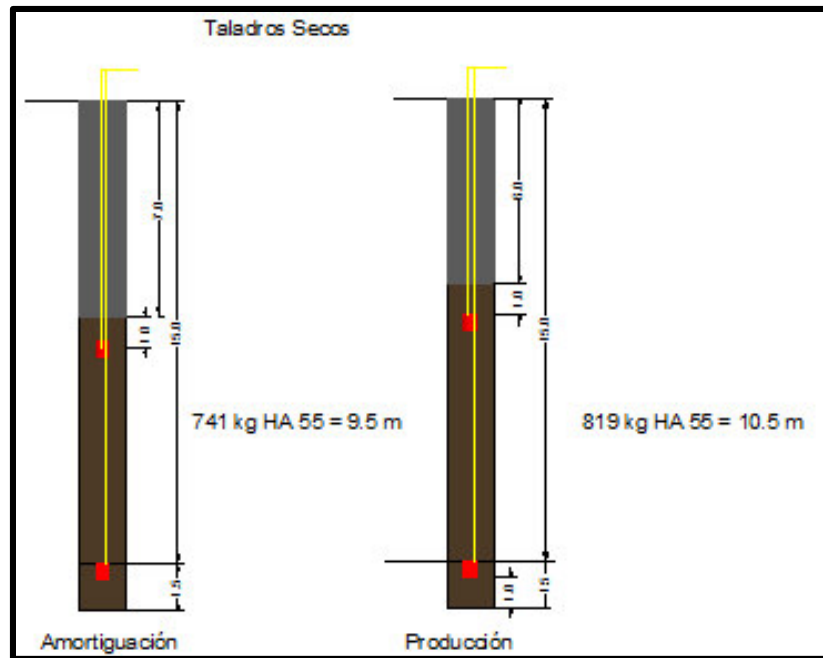


Figura N°6.6 Diseño y Secuencia de fuego

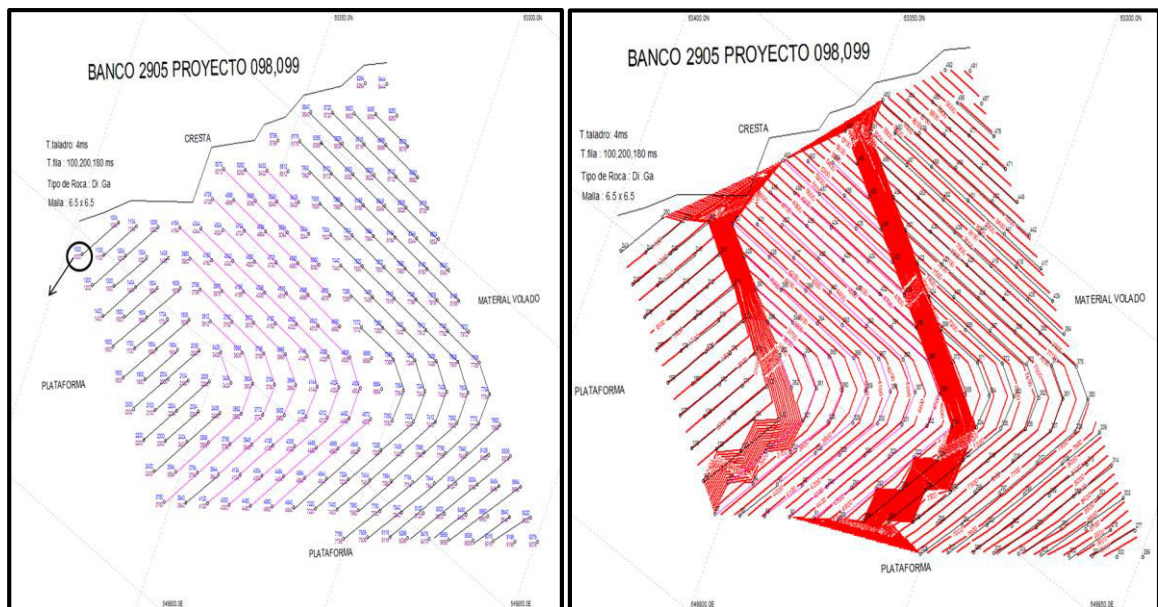


Tabla N° 6.6 Costos de perforación y voladura de la doble iniciación electrónica

TONELAJE TOTAL	
AREA DE INFLUENCIA	37 m2
VOLUMEN POR TALADRO	604 m3
NUMERO DE TALADROS	223
VOLUMEN TOTAL	134,627 m3
DENSIDAD DE LA ROCA	2.76 g/cc
TONELAJE	371,572 t

CANTIDAD DE EXPLOSIVOS

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	CANT. DE EXPLOSIVO POR TAL.	CONSUMO TOTAL
TAL. AMORTIGUACION	59	741	43,719.00
TAL. PRODUCCION	164	819	134,316.00
			178,035.00

COSTO POR PERFORACIÓN

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO POR TAL. PERFORADO	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	59	181.5	10,708.50
TAL. PRODUCCION	164	181.5	29,766.00
			40,474.50

COSTO POR EXPLOSIVO

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO EXPLOSIVO POR TAL.	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	59	475	28,025.00
TAL. PRODUCCION	164	525	86,100.00
			114,125.00

COSTO POR ACCESORIOS

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO ACCESORIOS POR TAL.	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	59	64.62	3,812.58
TAL. PRODUCCION	164	64.62	10,597.68
			14,410.26

COSTO POR LABOR

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO POR TALADRO	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	59	12.5	737.50
TAL. PRODUCCION	164	12.5	2,050.00
			2,787.50

Tabla N° 6.7: Información de proyecto de voladura

Banco:	2905
Proyecto:	111
Tipo de Roca:	Di-Ga
Nº de taladros:	169
Tiempo Taladro:	4 ms
Tiempo Fila:	150ms, 300ms
Comentarios:	Se realizó en 3 paquetes diferenciado en 1000 ms.
Malla:	5.63 x 6.50
Diámetro de Tal.	11" \approx 279.4 mm
Tipo de Explosivo:	HA 55
Factor de Carga:	0.48
P80 (cm)	21

Figura N° 6.7 Diseño de carga

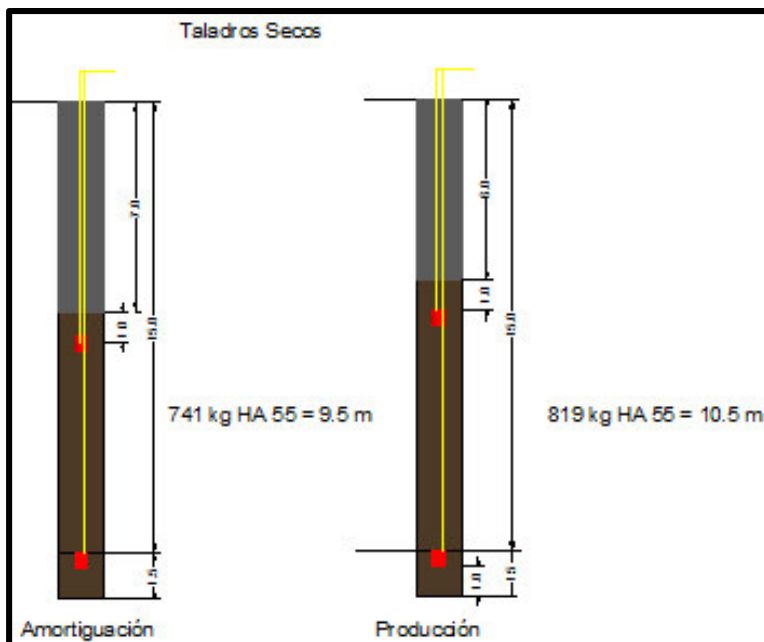


Figura N° 6.8 Diseño y Secuencia de fuego

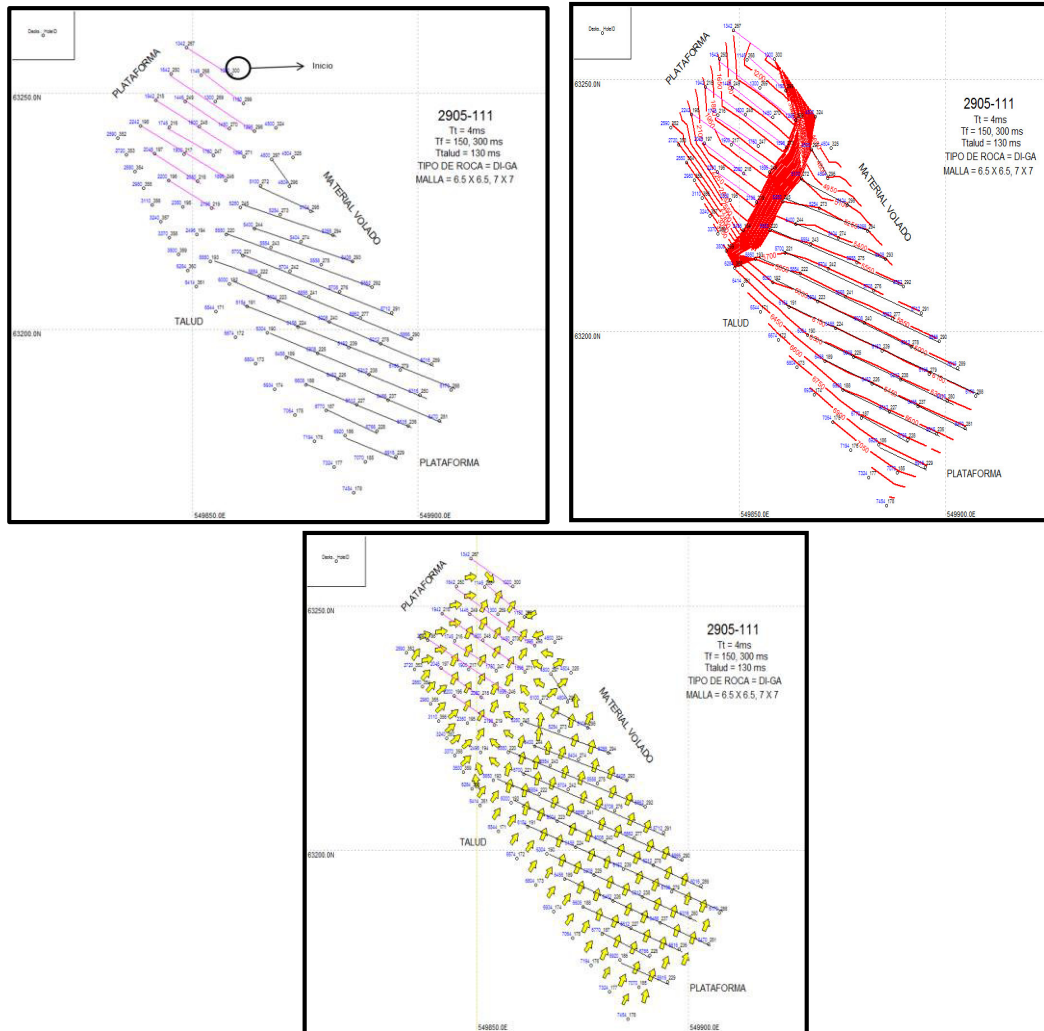


Tabla N° 6.8 Costos de perforación y voladura de la doble iniciación electrónica

TONELAJE TOTAL	
AREA DE INFLUENCIA	37 m ²
VOLUMEN POR TALADRO	604 m ³
NUMERO DE TALADROS	169
VOLUMEN TOTAL	102,027 m ³
DENSIDAD DE LA ROCA	2.76 g/cc
TONELAJE	281,595 TN

CANTIDAD DE EXPLOSIVOS

CANTIDAD DE TALADROS	Nº TAL	CANT. DE EXPLOSIVO POR TAL.	CONSUMO TOTAL
TAL. AMORTIGUACION	39	741	28,899.00
TAL. PRODUCCION	130	819	106,470.00
			135,369.00

COSTO POR PERFORACIÓN

CANTIDAD DE TALADROS	Nº TAL	COSTO POR TAL. PERFORADO	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	39	181.5	7,078.50
TAL. PRODUCCION	130	181.5	23,595.00
			30,673.50

COSTO POR EXPLOSIVO

CANTIDAD DE TALADROS	Nº TAL	COSTO EXPLOSIVO POR TAL.	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	39	475	18,525.00
TAL. PRODUCCION	130	525	68,250.00
			86,775.00

COSTO POR ACCESORIOS

CANTIDAD DE TALADROS	Nº TAL	COSTO ACCESORIOS POR TAL.	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	39	64.62	2,520.18
TAL. PRODUCCION	130	64.62	8,400.60
			10,920.78

COSTO POR LABOR

CANTIDAD DE TALADROS	Nº TAL	COSTO POR TALADRO	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	39	12.5	487.50
TAL. PRODUCCION	130	12.5	1,625.00
			2,112.50

Tabla N° 6.9: Información de proyecto de voladura

Banco:	2905
Proyecto:	110 (ECHELON)
Tipo de Roca:	Di-Ga
Nº de taladros:	146
Tiempo Taladro:	4 ms
Tiempo Fila:	70ms, 140ms
Comentarios:	Se realizó en 3 paquetes diferenciado en 1000 ms.
Malla:	5.63 x 6.50
Diámetro de Tal.	11" \equiv 279.4 mm
Tipo de Explosivo:	HA 55
Factor de carga:	0.47
P80 (cm)	17.5

Figura N° 6.9 Diseño de voladura, Isotiempos y Desplazamiento de material

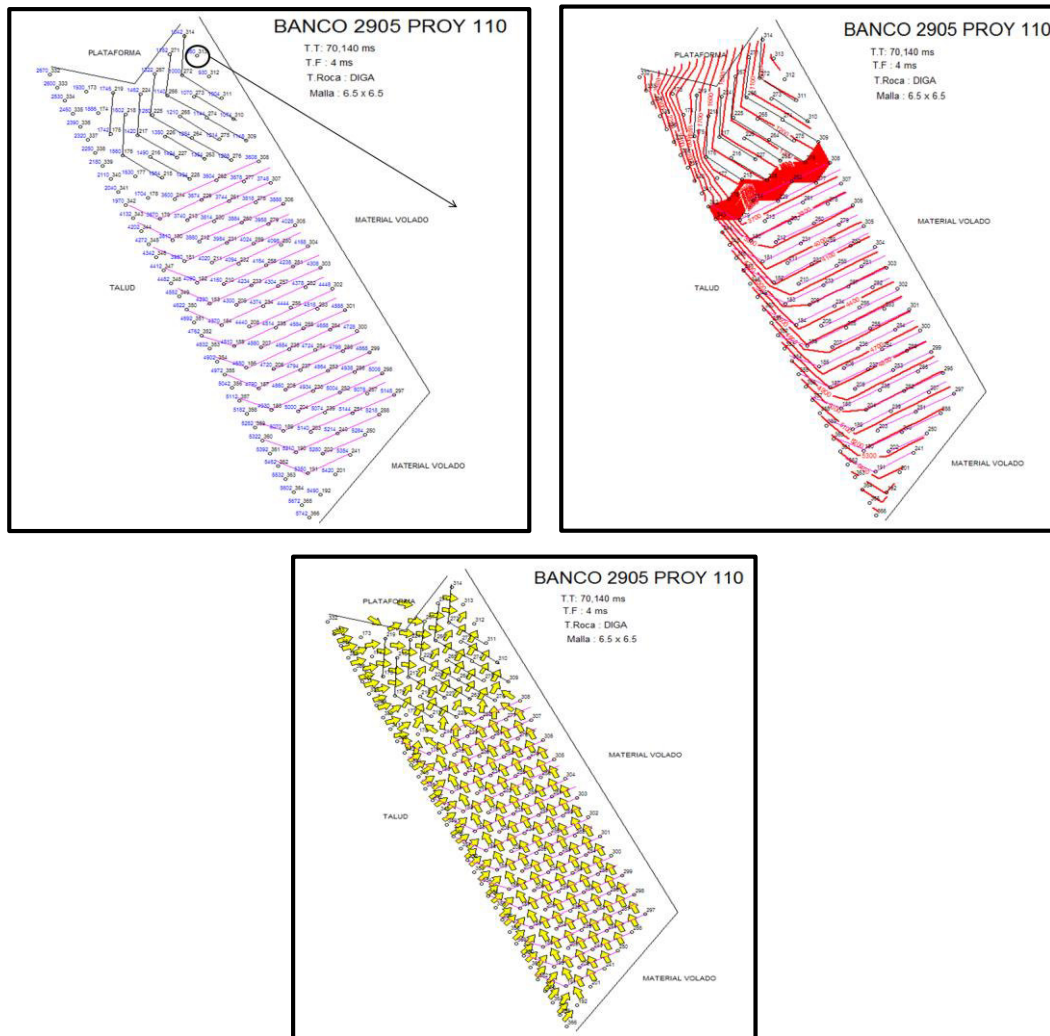


Tabla N° 6.10 Costos de proyecto de voladura

TONELAJE TOTAL	
AREA DE INFLUENCIA	37 m2
VOLUMEN POR TALADRO	604 m3
NUMERO DE TALADROS	111
VOLUMEN TOTAL	67,012 m3
DENSIDAD DE LA ROCA	2.76 g/cc
TONELAJE	184,953 TN

CANTIDAD DE EXPLOSIVOS

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	CANT. DE EXPLOSIVO POR TAL.	CONSUMO TOTAL
TAL. AMORTIGUACION	45	741	33,345.00
TAL. PRODUCCION	66	819	54,054.00

COSTO POR PERFORACIÓN

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO POR TAL. PERFORADO	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	45	181.5	8,167.50
TAL. PRODUCCION	66	181.5	11,979.00

COSTO POR EXPLOSIVO

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO EXPLOSIVO POR TAL.	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	45	475	21,375.00
TAL. PRODUCCION	66	525	34,650.00

COSTO POR ACCESORIOS

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO ACCESORIOS POR TAL.	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	45	64.62	2,907.90
TAL. PRODUCCION	66	64.62	4,264.92

COSTO POR LABOR

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO POR TALADRO	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	45	12.5	562.50
TAL. PRODUCCION	66	12.5	825.00

Tabla N° 6.17 Información de proyecto de voladura

Banco:	2905
Proyecto:	108-109
Tipo de Roca:	Di-Ga/Bx-Ga
Nº de taladros:	269
Tiempo Taladro:	4 ms
Tiempo Fila:	70ms, 140ms
Comentarios:	Se realizó en 3 paquetes diferenciado en 1000 ms.
Malla:	5.63 x 6.50
Diámetro de Tal.	11" \equiv 279.4 mm
Tipo de Explosivo:	HA 55
Factor de Carga:	0.48
P80 (cm)	18

Figura N° 6.12 Diseño y Secuencia de fuego

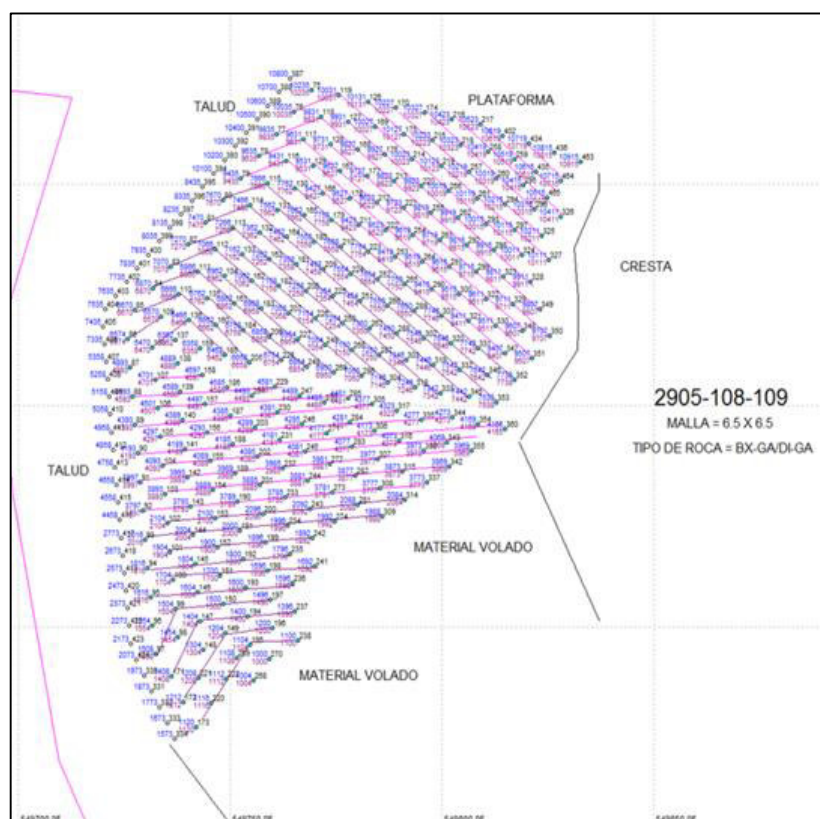


Tabla N° 6.12 Costos de Proyecto de Voladura

TONELAJE TOTAL	
AREA DE INFLUENCIA	37 m ²
VOLUMEN POR TALADRO	604 m ³
NUMERO DE TALADROS	269
VOLUMEN TOTAL	162,398 m ³
DENSIDAD DE LA ROCA	2.76 g/cc
TONELAJE	448,219 TN

**CANTIDAD DE
EXPLOSIVOS**

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	CANT. DE EXPLOSIVO POR TAL.	CONSUMO TOTAL
TAL. AMORTIGUACION	63	741	46,683.00
TAL. PRODUCCION	206	819	168,714.00
			215,397.00

**COSTO POR
PERFORACIÓN**

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO POR TAL. PERFORADO	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	63	181.5	11,434.50
TAL. PRODUCCION	206	181.5	37,389.00
			48,823.50

COSTO POR EXPLOSIVO

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO EXPLOSIVO POR TAL.	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	63	475	29,925.00
TAL. PRODUCCION	206	525	108,150.00
			138,075.00

COSTO POR ACCESORIOS

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO ACCESORIOS POR TAL.	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	63	64.62	4,071.06
TAL. PRODUCCION	206	64.62	13,311.72
			17,382.78

COSTO POR LABOR

CANTIDAD DE TALADROS	Nº TAL	COSTO POR TALADRO	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	63	12.5	787.50
TAL. PRODUCCION	206	12.5	2,575.00
			3,362.50

Tabla N° 6.13 Información de proyecto de voladura

Banco:	2905
Proyecto:	108(2)
Tipo de Roca:	Bx-Ga
Nº de taladros:	146
Tiempo Taladro:	4 ms
Tiempo Fila:	70ms, 140ms
Comentarios:	Se realizó en 3 paquetes diferenciado en 1000 ms.
Malla:	5.63 x 6.50
Diámetro de Tal.	11" \equiv 279.4 mm
Tipo de Explosivo:	HA 55
Factor de Carga:	0.49
P80 (cm)	20

Figura N° 6.11 Diseño de carga con taco 5.5 m.

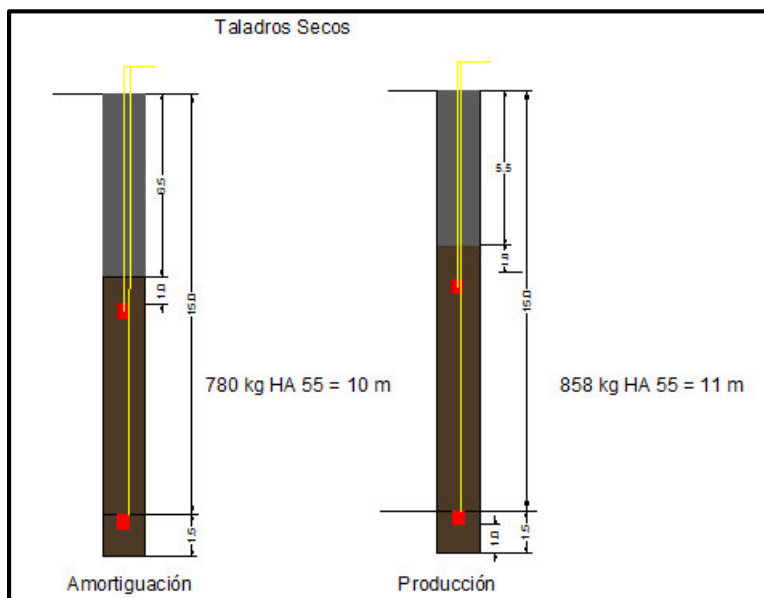


Figura N° 6.12 Diseño de voladura, Isotiempos.

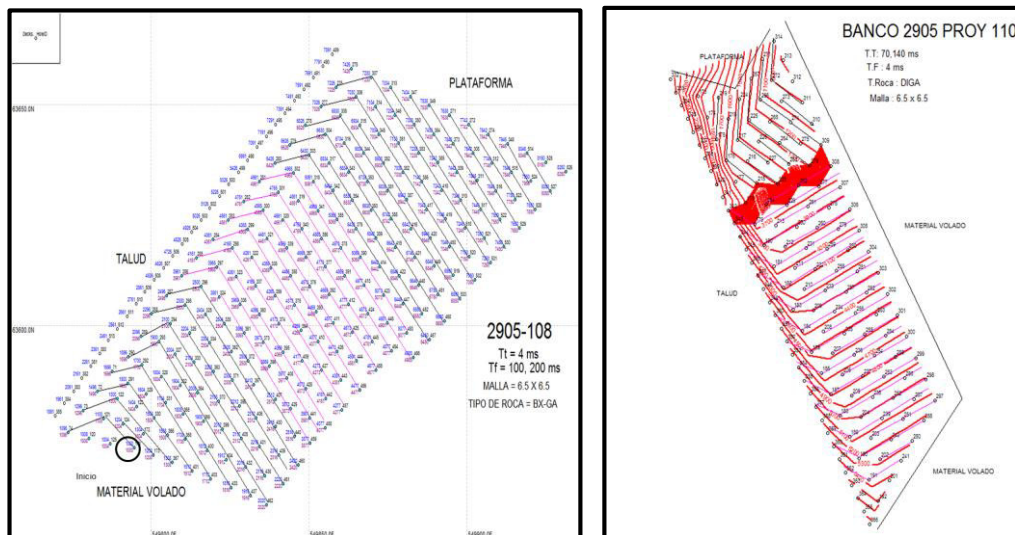


Tabla N°6.14 Costos de perforación y voladura del proyecto

TONELAJE TOTAL	
AREA DE INFLUENCIA	37 m2
VOLUMEN POR TALADRO	622 m3
NUMERO DE TALADROS	220
VOLUMEN TOTAL	136,841 m3
DENSIDAD DE LA ROCA	2.76 g/cc
TONELAJE	377,681 TN

CANTIDAD DE EXPLOSIVOS

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	CANT. DE EXPLOSIVO POR TAL.	CONSUMO TOTAL
TAL. AMORTIGUACION	58	780	45,240.00
TAL. PRODUCCION	162	858	138,996.00
			184,236.00

COSTO POR PERFORACIÓN

CANTIDAD DE TALADROS	N° TAL	COSTO POR TAL. PERFORADO	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	58	181.5	10,527.00
TAL. PRODUCCION	162	181.5	29,403.00
			39,930.00

COSTO POR EXPLOSIVO

CANTIDAD DE TALADROS	Nº TAL	COSTO EXPLOSIVO POR TAL.	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	58	500	29,000.00
TAL. PRODUCCION	162	550	89,100.00
			118,100.00

COSTO POR ACCESORIOS

CANTIDAD DE TALADROS	Nº TAL	COSTO ACCESORIOS POR TAL.	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	58	64.62	3,747.96
TAL. PRODUCCION	162	64.62	10,468.44
			14,216.40

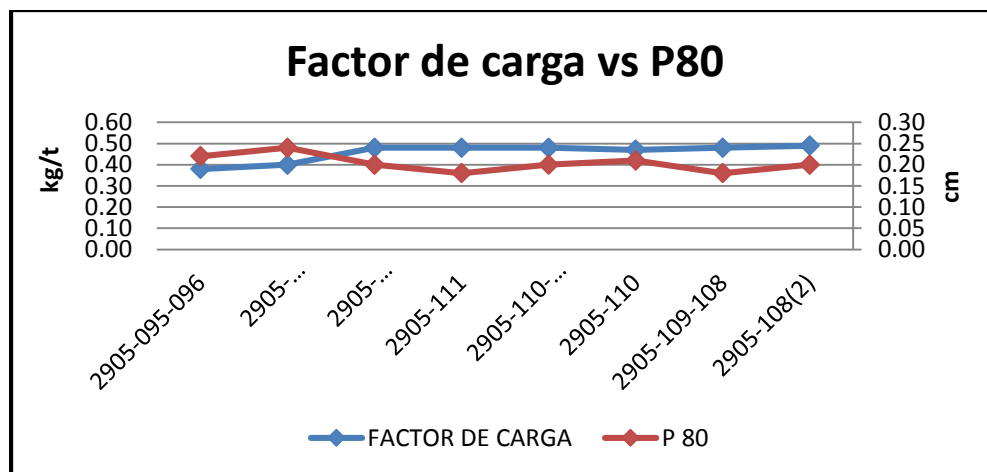
COSTO POR LABOR

CANTIDAD DE TALADROS	Nº TAL	COSTO POR TALADRO	COSTO TOTAL (US\$)
TAL. AMORTIGUACION	58	12.5	725.00
TAL. PRODUCCION	162	12.5	2,025.00
			2,750.00

6.2 FACTOR DE CARGA

Está expresado como Kilogramos de explosivo por metro cuadrado de pared cortada, puede variar con el diámetro del taladro, propiedades del explosivo, resistencia de la roca y la altura de banco. Veamos los diferentes comportamientos de los factores de carga de los tres diseños de columnas explosivas en la voladura.

Figura N° 6.13 Factores de carga

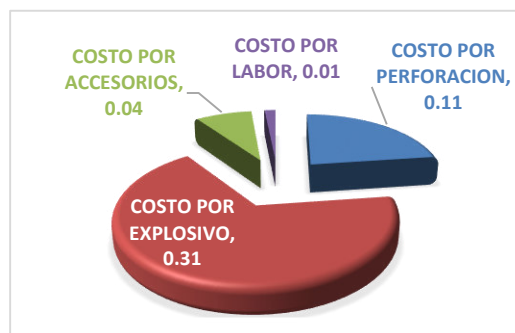


6.3 RESUMEN GENERAL DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE PRODUCCIÓN

Tabla N° 6.15 Resumen de resultados de Costos de perforación y voladura

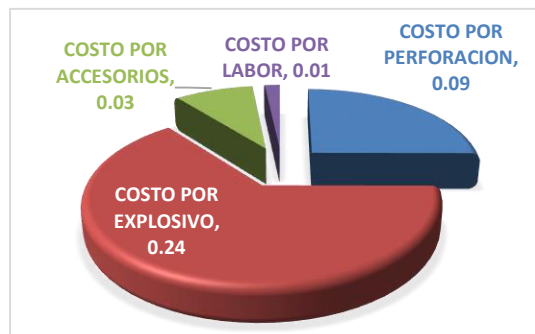
COSTOS	US\$/TN
COSTO POR PERFORACION	0.09
COSTO POR EXPLOSIVO	0.24
COSTO POR ACCESORIOS	0.03
COSTO POR LABOR	0.01

FACTOR DE CARGA (kg/t)	0.38
COSTO POR TN (US\$/t)	0.37



COSTOS	US\$/TN
COSTO POR PERFORACION	0.09
COSTO POR EXPLOSIVO	0.26
COSTO POR ACCESORIOS	0.03
COSTO POR LABOR	0.01

FACTOR DE CARGA (kg/TN)	0.40
COSTO POR TN (US\$/TN)	0.39



COSTOS	US\$/TN
COSTO POR PERFORACION	0.11
COSTO POR EXPLOSIVO	0.31
COSTO POR ACCESORIOS	0.04
COSTO POR LABOR	0.01

FACTOR DE CARGA (kg/TN)	0.49
COSTO POR TN (US\$/TN)	0.46



Tabla N° 6.16 Costos de perforación y explosivo de las diferentes proyectos de doble iniciación

PROYECTO	TIPO DE ROCA	MALLA	FACTOR DE CARGA	P 80	VPP	Base
2905-095-096	Di-ga	7X7	0.38	0.22	NM	0.27
2905-095(2)-117	Di-ga	7X7	0.40	0.24	NM	0.27
2905-098(2)-099	Di-ga	6.5X6.5	0.48	0.20	NM	0.27
2905-111	Di-ga	6.5X6.5	0.48	0.18	127	0.27
2905-110-111-118-119	Di-ga	6.5X6.5	0.48	0.20	NM	0.27
2905-110	Di-ga	6.5X6.5	0.47	0.21	NM	0.27
2905-109-108	Di-ga / Bx-ga	6.5X6.5	0.48	0.18	NM	0.27
2905-108(2)	Bx-ga	6.5X6.5	0.49	0.20	174	0.27

Tabla 6.17 Tiempo de carguío de la pala en los proyectos de prueba.

TIPO DE ROCA	MALLA	EQUIPO	CAPACIDAD	TIEMPO DE CARGUIO(min)	Base
Di-ga	7x7	KOM830E	240	1:35:00	02:30
Di-ga	7x7	CAT 793C	240	1:36:00	02:30
Di-ga	7x7	KOM830E	240	1:24:00	02:30
Di-ga	7x7	KOM830E	240	1:36:00	02:30
Di-ga	7x7	KOM830E	240	1:38:00	02:30
Di-ga	7x7	KOM830E	240	1:40:00	02:30
Di-ga	7x7	KOM830E	240	1:29:00	02:30
Di-ga	7x7	KOM830E	240	1:28:00	02:30

Figura N° 6.14 Resultados de tiempos de carguío de las palas

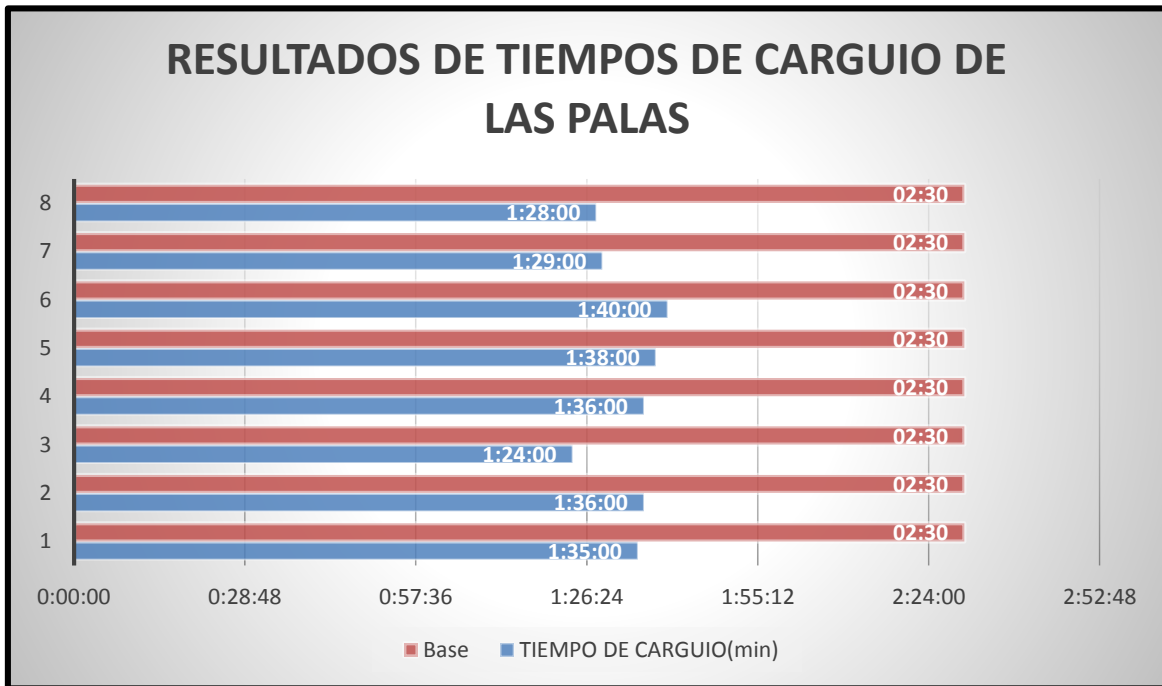


Figura N° 6.15 La reducción del work index debido a la buena fragmentación

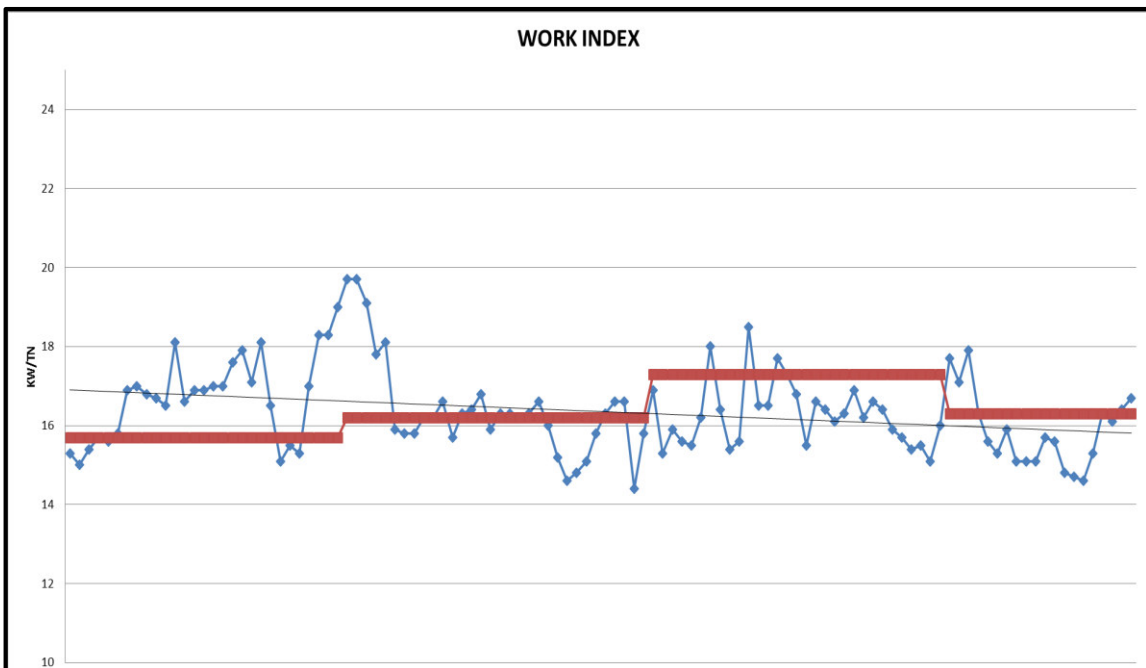


Figura N° 6.16 El incremento de la producción de mineral hacia la chancadora.

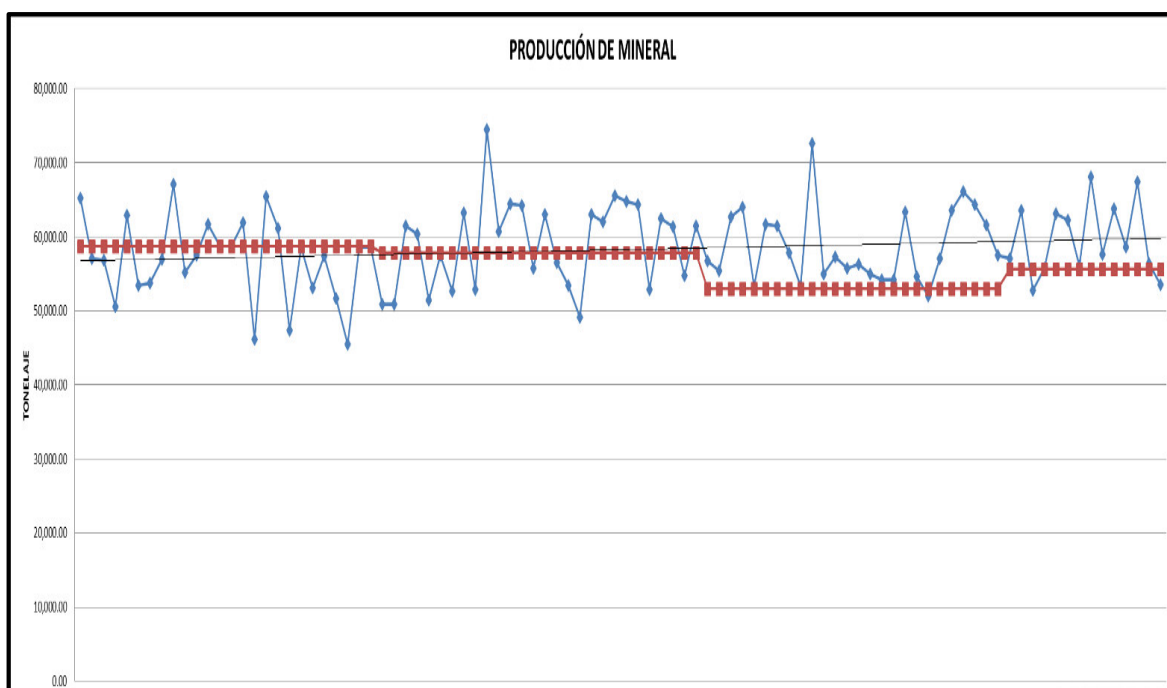
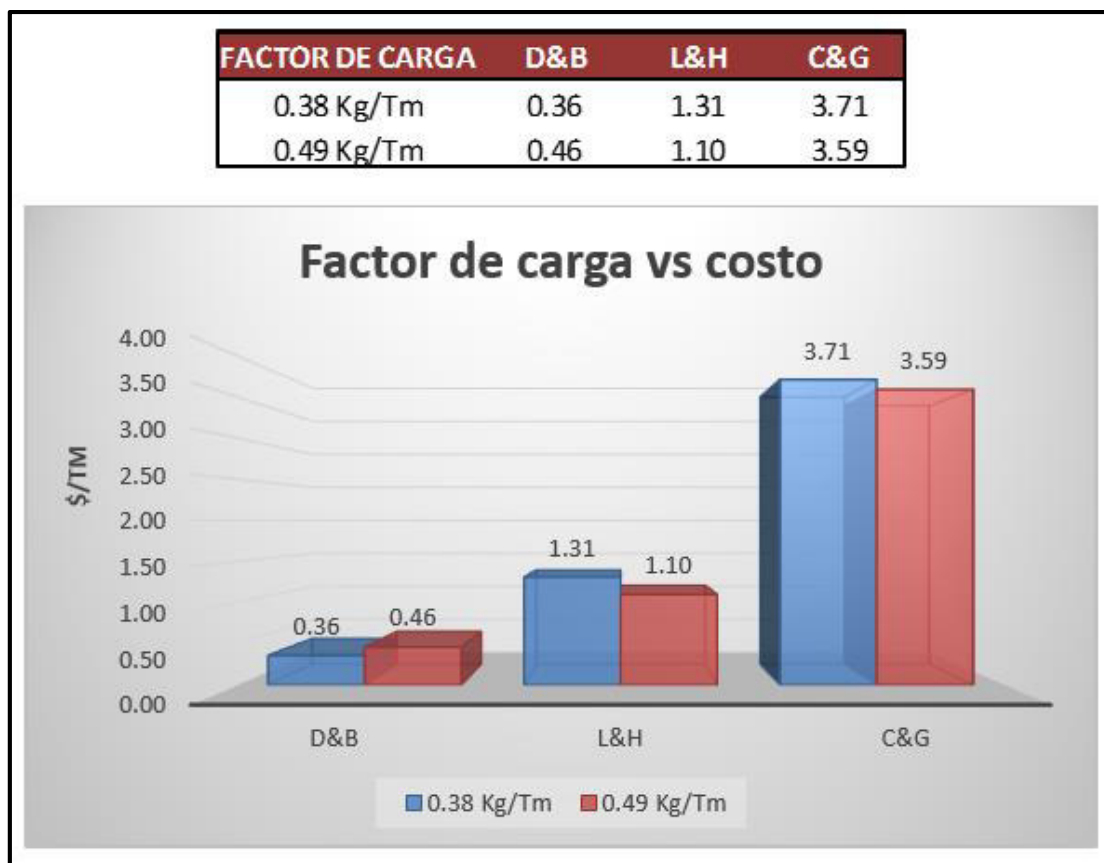


Tabla N° 6.18 Producción y costos debido al mejoramiento de la fragmentación

TONELAJE MOLIDO: (t)	1,770,000.00	Mes
TONELAJE MOLIDO: (t)	1,829,000.00	Mes

CONCEPTO	UNIDAD	CONSUMO	PRECIO	US\$ por Consumo
		Real, u/t	Real, \$/u	
ENERGIA	kw/hr	17.1	0.13	3,934,710.00
ENERGIA	kw/hr	16.0	0.13	3,804,320.00
CONCENTRADORA	US\$	US\$/t Molida	US\$	US\$/t Molida
COSTO POR PROCESO				
CHANCADO PRIMARIO	280,000.00	0.158	280,000.00	0.153
CHANCADO SECUNDARIO	1,100,000.00	0.621	1,100,000.00	0.601
MOLIENDA	5,200,000.00	2.938	5,200,000.00	2.843

Figura N°6.17 Reducción de costos de las operaciones por influencia de la doble iniciación electronica



CONCLUSIONES

- Aplicando en el diseño de carga la doble iniciación electrónica, en los proyectos volados ha permitido optimizar la fragmentación de la roca en zona de mineral, de tal manera que se está logrando una alta eficiencia en las siguientes operaciones unitarias.
- Con respecto a mejorar el diseño de malla, se redujo el taco en los proyectos de 7 m a 5.5 m, y la reducción de la malla equilátera de 7 m de espaciamiento a 6.5 m de espaciamiento incrementara el costo de perforación y de voladura e incrementara el factor de carga, debido a que tendrán que ser más para una cierta tonelada de material.
- Conforme se tenga más muestras de análisis de fragmentación de los proyectos disparados, y mayores tomas de tiempos en carguío de palas, se tendrá el grado real de fragmentación producido por la doble iniciación electrónica y el mejoramiento en la eficiencia de carguío en las palas.
- En los resultados presentados de las diferentes pruebas que se han realizado de la doble iniciación se ha demostrado que la fragmentación de las rocas ha mejorado, el P_{80} a reducido, la velocidad de carguío de las palas ha disminuido, y de manera visual se ha observado que el factor de llenado de las tolvas de volquetes es mejor produciendo menos espacios perdidos en las tolvas, la producción diaria del mineral ha incrementado.
- Se ha conseguido tener una mayor producción en mineral y reducir los Kw – hr/ TM en planta, al optimizar la fragmentación de la roca con la aplicación de la doble iniciación electrónica.

RECOMENDACIONES

- Se debe continuar empleando la doble iniciación electrónica, debido a la presión de detonaciones producidas de ambas primas que es necesario y que da buenos resultados en la voladura (optimizando la fragmentación), es apropiado y trabaja muy bien en rocas masivas, con resistencia a la compresión de 80 - 90 MPa.
- Al reducir la malla de perforación y reducir la longitud del taco, es recomendable debido a que se tiene mayor cantidad de energía por taladro, se debe analizar cuidadosamente ya que esto conllevaría a tener problemas de fly rock y estabilidad de taludes.
- Obtener mayor muestras de análisis de fragmentación de la roca, para poder determinar en cada disparo dicho parámetro para que posteriormente se pueda evaluar y realizar cambios en el diseño de voladura.
- Sería recomendable poder medir el grado de fragmentación en las tolvas de los camiones y realizar el cálculo de factor de llenado y coeficiente de vacío de las tolvas.
- Tener una continuidad en la verificación de los reportes de producción diaria (para ver tanto el tonelaje, con los Kw-hr/tn empleados para la conminución de mineral) y poder dar seguimiento al proyecto de las voladuras con doble iniciación electrónica.

BIBLIOGRAFÍA

DAVEY BICKFORD: Taller de optimización de perforación y voladura; Perú; Toquepala; 2014

ENAE S.A: Manual de tronadura; Perú; 2010.

ING. ROMULO MUCHO: Perforación y Voladura de Rocas – Especialistas en Perforación y Voladura PEVOEX; 2012

ING. ROMULO MUCHO: Avances en la Tecnología de Voladura de Rocas – Especialistas en Perforación y Voladura PEVOEX; 2012

SCHERPENISSE, Carlos: Monitoreo y Modelamiento de Vibraciones para el control y evaluación del daño por Voladuras, curso Voladura EXSA; 2006.

LÓPEZ JIMENO, Carlos; LÓPEZ JIMENO, Emilio; PERNIA LLERA, José María y PLA ORTIZ DE URBINA, Fernando: Manual de Perforación y Voladura de Rocas; Edic. Instituto Geológico y Minero de España; Madrid; 2003.

BERGER, Eduardo; SCHERPENISSE, Carlos: Tronadura Controlada y Evaluación del Daño en Minas de Cielo Abierto; Publicaciones Instituto de Ingenieros de Minas de Chile; Antofagasta; 1998.

CAMERON K. McKenzie: Tecnología de Voladura de Roca; Publicaciones Universidad Nacional de Ingeniería; Lima; 1998.

BERGER, Eduardo; SCHERPENISSE, Carlos: Tronadura Controlada y Evaluación del Daño en Minas de Cielo Abierto; Publicaciones Instituto de Ingenieros de Minas de Chile; Antofagasta; 1998.

ANEXOS

ANEXO N° 01

PRINCIPALES MODELOS MATEMÁTICOS PARA DETERMINAR EL BURDEN

Modelo de Andersen

$$B = K\sqrt{D \times L}$$

Dónde:

B : Burden (pies)

D : Diámetro (pies)

L : Profundidad del taladro (pies)

K : Constante empírica

Cuando $K=1$, la expresión queda reducida a:

$$B = \sqrt{D \times L}$$

Nota: Esta ecuación no toma en cuenta las propiedades geomecánicas de la roca, ni las propiedades del explosivo. El valor del burden se incrementa con la longitud del taladro, pero no indefinidamente como sucede en la práctica.

Modelo de Fraenkel

$$B = \frac{R_v \times L^{0.3} \times J^{0.3} \times D^{0.8}}{50}$$

Dónde:

B : Burden (m)

D : Diámetro (mm)

L : Longitud del taladro (m)

J : Longitud de la carga (m)

R_v : Resistencia a la voladura, oscila entre 1 y 6 en función al tipo de roca.

Roca con alta resistencia a la compresión (1.5)

Roca con baja resistencia a la compresión (5.0)

En la práctica, se emplean las siguientes relaciones simplificadas:

B , se reduce a $0.8 B < 0.67 L$

J , se toma como $0.75 L$

S , debe ser menor de $1.5 B$

Modelo de Ash

$$B = \frac{K_B \times D}{12}$$

Dónde:

B : Burden (pies)

D : Diámetro (pulg)

K_B : Depende de la clase de roca y tipo de explosivo empleado. Ver el siguiente cuadro:

Tabla para el cálculo de K_b en base al tipo de explosivo y clase de roca

Tipo de explosivo	Clase de roca		
	Blanda	Media	Dura
Baja densidad (0.8 – 0.9 gr/cm ³) y baja potencia	30	25	20
Densidad media (1.0 – 1.2 gr/cm ³) y potencia media.	35	30	25
Alta densidad (1.3 – 1.6 gr/cm ³) y potencia alta.	40	35	30

Profundidad de taladro $L = K_L \times B$ (K_L entre 1.5 y 4.0)

Sobre-perforación $J = K_J \times B$ (K_J entre 0.2 y 0.4)

Retacado $T = K_T \times B$ (K_T entre 0.7 y 1.0)

Espaciamiento $S = K_S \times B$

K_S : 2.0 para iniciación simultánea

K_S : 1.0 para taladros secuenciados con mucho retardo

K_S : Entre 1.2 y 1.8 para taladros secuenciados con pequeño retardo.

Modelo de Langefors

$$B_{\max} = \left(\frac{D}{33} \right) \sqrt{\frac{\rho_e \times PRP}{c \times f \times (S/B)}}$$

Dónde:

B_{\max} : Piedra máxima (m)

D : Diámetro del barreno (mm)

c : Constante de roca calculada a partir de c

f : Factor de fijación: Taladros verticales $f = 1$

Taladros inclinados 3:1 $f = 0.9$

Taladros inclinados 2:1 $f = 0.85$

S/B : Relación espaciamiento / Burden.

ρ_e : Densidad de carga Kg/dm³

PRP : Potencia relativa en peso del explosivo.

La constante: " c " es la cantidad de explosivo necesario para fragmentar 1 m³ de roca; normalmente en voladuras a cielo abierto en rocas duras, se toma $c=0.4$. Este valor se modifica de acuerdo a:

$$B = 1.4 - 1.5m \quad C = c + 0.75$$

$$B < 1.4m \quad C = 0.07/B + c$$

La piedra práctica se determina a partir de:

$$B = B_{\max} - e^l - d_b \times H$$

Dónde:

H : Altura de banco (m)

e^l : Error de emboquille (m/m)

d_b : Desviación de los taladros (m)

Modelo de C. J. Konya

Usa el diámetro del explosivo en relación con la gravedad específica del explosivo y de la roca.

$$B = 3.15 \times D \times \left(\frac{\rho_e}{\rho_r} \right)^{1/3}$$

Dónde:

B : Burden (pies)

ρ_r : Densidad de la roca (gr/cm³)

ρ_e : Densidad del explosivo (gr/cm³)

d : Diámetro de la carga (pulg)

Modelo de Ash (modificado)

López Jimeno modificó la fórmula de Ash, incorporando la velocidad sísmica del macizo rocoso:

$$B = 0.76 \times D \times F$$

Dónde:

B : Burden (m)

D : Diámetro de barreno (pulg)

F : Factor de corrección en función de la clase de roca y tipo de explosivo

$$F = f_r \times f_e$$

Dónde:

$$f_r = \left(\frac{2.7 \times 3500}{\rho_r \times VC} \right)^{0.33} \quad f_e = \left(\frac{\rho_e \times VD^2}{1.3 \times 3660^2} \right)^{0.33}$$

ρ_r : Densidad de la roca (gr/cm³)

VC : Velocidad sísmica de propagación del macizo rocoso (m/s)

ρ_e : Densidad de la carga del explosivo (gr/cm³)

VD : Velocidad de detonación del explosivo (m/s)

La ecuación es válida para diámetros superiores a 165 mm. Para diámetros mayores el valor del burden se verá afectado de un coeficiente reductor de 0.9

Modelo de Konya y Walter

$$B = \left(\frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right) \times d$$

Dónde:

B : Burden (pies)

ρ_r : Densidad de la roca (gr/cm³)

ρ_e : Densidad del explosivo (gr/cm³)

d : Diámetro de la carga (pulg)

- Espaciamiento (pies)

Taladros de una fila instantánea

$$H < 4B \quad S = \frac{H + 2B}{3}$$

$$H > 4B \quad S = 2B$$

Taladros de una fila secuenciados

$$H < 4B \quad S = \frac{H + 7B}{8}$$

$$H > 4B \quad S = 1.4B$$

- Retacado (pies) $T = 0.7B$

- Sobre-perforación (pies) $J = 0.3B$

Una vez determinado el burden, este es sometido a correcciones por el número de filas y por condiciones geológicas.

Número de filas K_r

Uno o dos filas 1.00

Tres o más filas 0.90

Por orientación de los estratos K_d

Estratos inclinados contra la cara libre 1.18

Estratos inclinados hacia la cara libre 0.95

Otros casos de deposición 1.00

Por geología estructural K_s

Estratos agrietadas, fracturadas y no compactadas 1.30

Estratos bien unidos y compactados 1.10

Roca masiva intacta 0.95

ANEXO N° 02

INFLUENCIAS DE LA VELOCIDAD DE DETONACIÓN

INFLUENCIA DEL DIÁMETRO DEL EXPLOSIVO

Se ha tomado como referencia un gráfico con distintos diámetros (d_1 , d_2 y d_3). En diámetros pequeños, menores a d_1 la longitud de la cabeza de detonación es muy pequeña y el tiempo que permanece el gránulo es muy corto y como consecuencia de ello, la reacción es incompleta y la energía liberada es insuficiente en la detonación. Este diámetro es denominado diámetro crítico (d_1), el mismo que se conceptúa como el diámetro mínimo por debajo del cual la detonación se propagará.

Si continuamos incrementando el diámetro de la carga explosiva por encima de su valor crítico, estaremos produciendo una reacción más completa, con el correspondiente aumento de energía y la VOD en la que se llega a un d_3 en la cual la reacción es completa. En este punto es donde se alcanza la denominada Velocidad de Detonación Hidrodinámica o Ideal. Cuando trabajamos con diámetros mayores a d_3 no se produce incremento de la energía ni tampoco la VOD, ya que este se nivela a partir de este diámetro.

INFLUENCIA DEL GRADO DE CONFINAMIENTO Y EL TAMAÑO DE LAS PARTÍCULAS DEL EXPLOSIVO

Cuando se confina un explosivo, la expansión lateral de los gases es más lenta, reduciendo a su vez la velocidad de la onda lateral de rarefacción, como resultado de ello, las ondas de rarefacción tardarán más tiempo en encontrarse en el eje, lo que implica un mayor tiempo (recorrido más largo) para que la cabeza de detonación adquiera su forma estable. La zona de transición tiene una longitud de 4,5 a 5,5 veces el diámetro del explosivo y la longitud de la cabeza de detonación crece en un 33% con respecto a las cargas sin confinar; o sea que tiene un valor aproximado de $4/3$ del diámetro de carga. Esta mayor longitud de la cabeza de detonación se traduce en un incremento del tiempo

en que el gránulo permanece en ella y por lo tanto hay un incremento de la VOD y la energía liberada. Como resultado del confinamiento tenemos:

Una reducción en la longitud de la zona de transición, es decir, el explosivo alcanzará su velocidad ideal en diámetros de cargas menores que para el caso sin confinamiento, cabe aclarar que dicha velocidad ideal es independiente del grado de confinamiento del explosivo.

Una reducción del diámetro crítico hace que el explosivo detone en forma estable en diámetros menores que para el caso de explosivos sin confinamiento.

INFLUENCIA DE LA DENSIDAD DEL EXPLOSIVO

Cuando se incrementa la densidad del explosivo, también se incrementa el diámetro crítico del mismo. Al aumentar la densidad del explosivo, uno está comprimiendo el mismo en un determinado volumen, lo que tiende a reducir los espacios intersticiales entre los gránulos. Estos espacios tienen un rol muy importante en el proceso de propagación de la detonación, la compresión adiabática genera puntos calientes (Hot Spots) los cuales actúan como centros de reacción y contribuyen a sostener la propagación de la detonación. A medida que se incrementa la densidad y se reduce la cantidad de centros de ignición, el explosivo se vuelve más inestable a la propagación y su diámetro crítico aumentará.

De seguir aumentando la densidad, se llegará a un punto en que la misma será lo suficientemente alta para insensibilizar el explosivo. Dicha densidad se denomina densidad crítica. La relación entre la densidad y el diámetro crítico de un ANFO con granos porosos. Para el caso del ANFO sin confinar, se puede observar que la densidad crítica está en el orden de 1, 2 gr/cm³, y que dicho explosivo tiene su máxima sensibilidad (mínimo diámetro crítico) a una densidad de 0,7 gr/cm³ (d=50 mm). Reducciones en la densidad por debajo de dicho valor resultará un incremento del diámetro crítico.

EFFECTO DEL AGUA EN LA PERFORMANCE DE LOS EXPLOSIVOS COMERCIALES

Las dinamitas tienen una buena resistencia al agua, lo cual está en función a la cantidad de nitroglicerina y nitrocelulosa presentes en el explosivo. El nitrato de amonio tiene para todos los fines prácticos cero de resistencia a la acción del agua, ya que el mismo es altamente soluble en el agua, la cual lo ataca y desensibiliza rápidamente. Las emulsiones y las mezclas ANFO / Emulsión (ANFOS pesados) tienen buena resistencia a la acción del agua cuando la proporción en peso de emulsión de los mismos es de 55% o mayor.

INFLUENCIA DE LA TEMPERATURA DEL EXPLOSIVO

En diámetros mayores al diámetro crítico, la temperatura inicial de un explosivo tiene poca influencia en su VOD. Es obvio que el diámetro crítico de un explosivo aumenta al disminuir la temperatura del mismo. Este cambio no es lo suficientemente pronunciado como para cuantificarlo confiablemente. Como regla general se asume que los cambios ocurren cuando se cambian de fase cristalina. Los *slurries* cambian más frecuentemente debido a la solución acuosa que los forma; en las emulsiones, dichos cambios son más difíciles debido a que la solución acuosa de nitrato de amonio está protegida por una fase continua de aceite o cera. Por lo tanto, para que se produzca una cristalización, las temperaturas deberán ser extremadamente bajas como para producir una separación de las fases del explosivo.